UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

UNIDAD DE POST-GRADO

Modelo "Cebaco" aplicado al control de procesos en el circuito de Molienda-Clasificación en una planta concentradora de minerales mediante el software LabVIEW

TESIS

Para optar el Grado Académico de Magíster en Ingeniería Metalúrgica con mención en Metalurgia Extractiva

AUTOR

César Marino Basurto Contreras

ASESOR

Ms.Cs. Pablo Núñez Jara

Lima-Perú

2011

DEDICATORIA

A la compañera de toda mi vida, a la que quiero, con toda el alma. Maria Belén, la persona que me inspiró, con sus consejos para realizar el presente trabajo

A mis padres Nicanor y Grimaldina por el apoyo que me brindarón durante mi formación profesional; gracias a ellos, soy la persona de ahora, mi amor y gratitud eterna para ellos

A mis hijos queridos Andy y Katherine que son las personas que a la que más adoro en esta vida, que son la inspiración de todos mis días de labor.

A mis hermanos, Rolando, Nancy, Allen Max, Robert, Percy y Julio quienes en todo momento me dieron y me dan el apoyo incondicional en cualquier proyecto que emprendo y sus consejos sabios e incondicionales.

AGRADECIMIENTO

Agradezco infinitamente en primer lugar a mis profesores de la maestría de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional mayor de San Marcos, quienes me brindaron sus sabias enseñanzas, conocimientos y experiencias en el transcurso del dictado de las clases de posgrado que se desarrollaron en forma eficiente gracias a su capacidad y esmero que pusieron cada uno de ellos todos sin excepción alguna.

En segundo lugar quiero agradecer en forma especial al profesor asesor de la presente tesis al Ms.Cs. Pablo Núñez Jara, sin su aporte hubiese sido más difícil su culminación, gracias por su colaboración oportuna.

Finalmente quiero agradecer; también en forma muy especial, a los señores superintendentes, jefes de guardia, personal administrativo, operarios, obreros de las plantas concentradoras mencionadas y a todas las personas involucradas en la presente tesis por su colaboración desinteresada y las facilidades brindadas para las visitas, toma de muestras , pruebas experimentales y pruebas de comprobación ya que gracias a ello se culmino exitosamente todo lo planificado.

ÍNDICE

CAPÍTULO II

PROCESO DE MOLIENDA - CLASIFICACIÓN DE MINERALES

CAPÍTULO III

DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE LOS MINERALES EN LOS CIRCUITOS DE MOLIENDA - CLASIFICACIÓN

CAPÍTULO IV

DISEÑO DE LA METODOLOGÍA "CEBACO" EN EL CONTROL DE PROCESOS EN UN CIRCUITO DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN

CAPITULO V

ELABORACIÓN DE LA METODOLOGÍA "CEBACO" EN EL CONTROL DE PROCESOS EN EL CIRCUITO DE "MOLIENDA-CLASIFICACIÓN"

CAPITULO VI

IMPLEMENTACION DE LA METODOLOGÍA "CEBACO" EN EL CONTROL DE PROCESOS EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN

CAPÍTULO VII

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

CAPÍTULO VIII

EVALUACIÓN ECONÓMICA

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE CUADROS

NOMENCLATURA

- μ es la viscosidad del fluido (cP).
- $\Delta\rho$ es la diferencia de densidades sólido-fluido
- u(P) es la velocidad terminal de la partícula y
- $\|F\|$ es la fuerza de campo
- SE_m = Error estándar de muestreo.
- SE_a = Error estándar de análisis.
- SE = Error total de análisis.
- $\bar{\Psi}$(x,t) =Propiedad extensiva promedio en un volumen V(t) y tiempo, de las partículas de tamaño entre x y x + dx por unidad de volumen
- V(t) = Volumen total de las partículas consideradas en el tiempo t.
- J =Velocidad neta de generación local de la propiedad en las superficies del volumen V(t) por unidad de superficie S(t).
- g =Velocidad de variación del tamaño de las partículas.
- R =Velocidad neta de generación de la propiedad en el volumen V(t), por unidad de volumen.
- S(t) = Superficie envolvente del volumen V(t).
- e,s = Suscriptos indicando entrada y salida.
- $S(x)$: Fracción en peso de material de tamaño entre x y $x + dx$, molido

por unidad de tiempo. La función se denomina velocidad específica de molienda o función selección.

- $b(x,y)$: Fracción en peso de material de tamaño entre x y $x + dx$ producido por molienda de partículas de tamaños comprendidos entre y e $y + dy$. La función recibe el nombre de función distribución de ruptura o simplemente función ruptura.
- "φ":Fracción volumétrica de sólidos
- "ρ": Densidad de pulpa
- "D": Dilución
- "c" : Concentración
- Du: Diámetro del ápex.
- ρ: Densidad del mineral.
- So: Porcentajes de sólidos en la descarga.
- D: Tonelaje horario en la descarga.
- %S = Porcentaje de sólidos
- dp = densidad de la pulpa en (Kgs/litro) (kilogramos de pulpa en un litro de pulpa)
- Ge = Gravedad específica del mineral
- W = Peso de un litro de pulpa en gramos
- P = Peso del mineral seco en gramos en un litio de pulpa
- D = Dilución o proporción de líquidoa peso de sólidos
- %S1 = Porcentaje de sólidos de la pulpa hecho con los retenidos de la malla (+200)
- %S2 = Porcentaje de sólidos de la pulpa de la muestra tomada de cada punto
- P1 = Peso de la pulpa de la muestra sólida de la malla
- P2 = Peso de la pulpa de la muestra tomada de cada punto antes del mallaje
- X = Diferentes tamaños de las partículas
- K = Tamaño máximo de la partícula.
- m = Constante
- X = Distribución de tamaño de partículas.

- k y m = Constantes.
- F = Tonelaje de mineral fresco alimentado al circuito
- D = Tonelaje de descarga del molino
- O = Tonelaje del rebose del clasificador (Overflow)
- U = Tonelaje arenas de retomo al molino (Underflow)
- o = % Malla (-200) en el overflow = 51,9%
- d = % malla(-200) en el alimento al clasificador = 22,6%
- u = % malla (-200) en las arenas del clasificador = 6,2%
- l = Litro de pulpa
- g = Gramos de pulpa
- l/g = Densidad de la pulpa (gramos/litro)

RESUMEN

El control de procesos en una planta concentradora se presenta como un problema desde el mismo momento que el mineral bruto cae a las trompas del molino, el proceso es continuo y solo cesa esta continuidad cuando el producto finalmente emerge para descansar en las canchas de almacenamiento de los concentrados y las canchas de relave de las colas. El material en proceso no puede ser pesado sin interrumpir tal continuidad; consecuentemente, el control de la planta dependerá mucho del muestreo adecuado del material tratado que se encuentra en forma de pulpa. De estas muestras se obtendrá la información esencial y útil por medio del análisis, en cuanto al contenido del metal, distribución del tamaño de partículas y contenido de agua u otros ingredientes en la pulpa del mineral.

Con tal información a mano, se cálcula la eficiencia y por ende la efectividad del trabajo que se efectúa mediante el uso de fórmulas y tabulaciones. Pero por lo tedioso que es el trabajo de obtener información de los datos, más que todo por la demora de las pruebas en laboratorio, y por lo tanto no se pueden tomar decisiones al instante para mejorar el proceso de producción. En el presente trabajo se propone una metodología de control de procesos llamado “Cebaco”que consiste básicamente de tres partes pricipales,

primero, el diseño de el método de control del proceso que se propone, el control de las variables operativas en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora que se fundamenta en un mallaje en húmedo en el mismo sitio de muestreo, para la cual solamente se necesitan 2 mallas, éstas pueden ser las No.60 y 200 que son los más recomendables y también contar con un densímetro (balanza MARCY) con su respectivo nomograma, un pesapulpa de 1 litro de capacidad, conociendo la gravedad específica del mineral, la densidad de la pulpa con estos datos se puede calcular al instante el porcentaje de sólidos en cada flujo del clasificador, y con lo cual se cálcula los porcentajes acumulados negativos y positivos de las mallas mencionadas, con dichos datos obtenidos utilizando los modelos matemáticos de Gaudín-Schuhmann[64] y de Rosín-Rammler[61], los más usados en procesamiento de minerales, con los cuales se obtienen los perfiles granulométricos casi al instante, el segundo aporte es la elaboración y propuesta del modelo matemático que se basa en función de las densidades de la pulpa tomadas estas en cada flujo del clasificador y de las densidades obtenidas al hacer el mallaje en húmedo respectivamenter en las mallas ya mencionadas y el tercero es la implementación de el software Goliat 0.2 en el lenguaje de programación LabVIEW con los modelos matemáticos que se propone donde se puede visualizar en el ordenador los resultados obtenidos al instante. Las pruebas de aplicación y comprobación se realizarón, en las plantas concentradoras de “Austria Duvaz” en Morococha, “Corona” de Chumpe en Yauricocha, Yauyos y “Huari” ubicada en La Oroya perteneciente a la UNCP.

Cuyos resultados fueron muy halagadores, coincidiendo casi en forma total con la hipótesis planteada.

Como demostración de que la metodología funciona óptimamente, tanto en el control de procesos como en la simulación , se puede verificar con los siguientes resultados obtenidos, el tamaño de corte (d50) calculado[51]; con los datos tomados del libro del Ms.Cs. Juan Rivera Zevallos[58] en las páginas 307-324, es de 77.31 micrones y la eficiencia de clasificación es de 42.32% y

haciendo los cálculos con la métodologia propuesta el d50 es de 77.32 micrones y la eficiencia de clasificación da un valor de 42.71 %, se puede notar claramente que casi no hay diferencia, en el segundo caso en la comparación de los resultados de los datos obtenidos en la planta concentradora de “Chumpe” Yauricocha, al hacer el control de procesos y los cálculos respectivos por la metodología tradicional, como se realiza en la mayoría de las plantas, da un valor del d50 de 81.31 micrones y la eficiencia de clasificación da un valor de 57.93% y al hacer el control y sus respectivos cálculos con la métodología“Cebaco” da como resultado el d50 de 83.56 micrones y la eficiencia de clasificación de 53.18% se puede también notar sobre todo en esta última que la diferencia no es significativa, siendo el nivel de significancia de 0,08 y con una confidencia de 92%, en el tercer caso también al evaluar otra prueba de los datos tomados de la planta concentradora mencionada al hacer los cálculos con el método tradicional da una eficiencia de clasificación de 48.49% y con la métodología“Cebaco” la eficiencia de clasificación resulta de 48.02 % que en la práctica casi son similares, en el cuarto caso al hacer la evaluación de los resultados obtenidos en la planta concentradora “Austria Duvaz” ubicada en Morococha, el d50 calculado por la metodología tradicional da un valor de 88.3061 y el d50 calculado con la metodología “Cebaco” da un valor de 85.2559 existiendo una diferencia de tan solamente 3.45% y el valor de la eficiencia de clasificación por la metodología tradicional da un valor de 51.8102 y el calculado con la metodología “Cebaco” da un valor de 51.6255 existiendo una diferencia de 0.36% y la razón de carga circulante calculada por la metodología tradicional da un valor de 1.903 y la calculada con la metodología “Cebaco” da un valor de 1.887 cuya diferencia es de tan solamente 0.84% .

Y la demostración más importante , donde se comprueba que el método“Cebaco” es una propuesta adecuada, se da con el incremento de las ganancias para la planta concentradora y ésto se obtuvo de las valorizaciones de los concentrados en ambos casos , uno con el balance metalúrgico obtenido con el método tradicional y el otro con el balance metalúrgico obtenido de los

trabajos realizados con el método propuesto y ésto se fundamenta en el tiempo de control, ya que el tiempo con el método tradicional en el mejor de los casos es de 4 horas y con el método propuesto es de tan solamente 5 minutos esto implica que las correcciones se hacen casi al instante por lo tanto trae como consecuencia la mejora de las leyes y de las recuperaciones de los concentrados y por ende de la productividad, por los cálculos hecho se determino una ganancia de 11.53 dólares americanos más por tonelada de mineral tratado al realizar el control con el método propuesto.

ABSTRAC

The process control in a concentrating plant appears like a problem of imponderable from the moment that the gross mineral falls to the tubes of the mill, the process is continuous and this continuity only stops when the product finally emerges to rest in the fields of storage of the concentrates and the fields of re-wash of the tails. The material in process cannot be weighed without interrupting such continuity; consequently, the control of the plant will depend much on the suitable sampling of the treated material that is like pulp. From these samples the essential and useful information of the analysis will be obtained, as far as the content of the metal, distribution as large as particles and water Content or other ingredients of the mineral pulp.

With such information by hand, we can calculate the efficiency and the effectiveness of the work that takes place by means of the use of formulas and tabulations. But by the tedious that is the work to obtain information of the fact, more than everything by delay of the tests in laboratory, so, decisions cannot be taken right away to improve the production process. in the present work a methodology of process control, sets out called “cebaco” that consists basically of three parts main, first, the control method that set out, these are the operative variables in the circuit of milling-classification in a concentrating plant that is

based on a humid malla in the same site of sampling, for which 2 are only needed, these can be No.60 and 200 that are the most recommendable and also to have a Densimeter (balance MARCY) with their respective monogram, we can weight pulp of 1litro of Capacity, knowing the mineral specific gravity, the pulp density with these data the solids percentage can be calculated in an instant in each flow of the filing cabinet, and with this data it calculates the negative accumulated percentage and positive of you enmesh mentioned, with these data collected using the mathematical models Gaudin-Schuhmann[64] and Rosin-Rammler [61], but used in mineral processing, with which the grain sized profiles are obtained almost right away and in an instant, the second contribution is the proposal of the mathematical model that is based on the density of the pulp taken these on each flow from the filing cabinet and of the density obtained when doing the humid mallaje respectively in you enmesh already mentioned; and the third party is I elaboration of software Goliat 0,2 in the programming language LabVIEW with the mathematical models that sets out where the obtained results is possible to be visualized in a computer. The tests of application and verification were realized, in Plants Concentrating of “Austria Duvaz” in Morococha, “Crown” of Chumpe in Yauricocha, Yauyos and “Huari” located in UNCP.

Whish results were very flattering, agreeing almost in total with the proposition hypothesis.

Like demonstration of which the methodology works optimally, as much in the process control like in the simulation, we can verify with the following obtained results, the size of cuts (d50) calculated [51]; with the data taken from the book of Juan Rivera Zevallos[58] in pages 307-324, is 77,31 microns and the classification efficiency is of 42,32 and making the calculations with the methodology, it gives that d50 is 77,32 microns and the classification efficiency gives a value of 42,71, is possible to be clearly noticed that almost there is no difference, In the second case in the comparison of the results of the data collected in the concentrating plant of “Chumpe” Yauricocha, when doing the

process control and the respective calculations by the traditional methodology, as it is realized in the majority of the plants, it gives a value of d50 of 81,31 microns and the classification efficiency gives a value of 57,93% and when doing the control and its respective calculations with the methodology “Cebaco” give as result d50 of 83,56 microns and the efficiency of classification of 53,18% can also be noticed mainly in this completes that the difference is not significant, being the level of significance of 0.08 and with a approximation of 92%, in the third case also when evaluating another test of the data taken from the concentrating plant mentioned when doing the calculations with the traditional method, it gives an efficiency of classification of 48,49% and with the methodology “Cebaco” the classification efficiency is about 48,02%, also almost are similar, in the fourth case when doing the evaluation of the results obtained in the concentrating plant “Austria located Duvaz” in Morococha, the d50 calculated by the traditional methodology gives a value of 88,3061 and d50 calculated with the methodology “Cebaco” gives a value of 85,2559 existing a difference of so only 3,45 and the value of the efficiency of classification by the traditional methodology gives a value of 51,8102 and the calculated with the methodology “Cebaco” gives a value of 51,6255 existing an insignificant difference of 0,36 and the reason of circulating load calculated by the traditional methodology gives a value of 1.903 and the calculated one with the methodology “Cebaco” gives a value of 1,887 whose difference is of so only 0.84.

So, the demonstration more important, where it is verified that the method “Cebaco” is an suitable proposal, occurs with the increase of the utility for the concentrating plant and this was obtained from valuations of the concentrates in both cases, first with the obtained metallurgical balance with the traditional method and the other with the metallurgical balance obtained of the works carried out with the proposed method, this is based on a better time of control, as for the time with the traditional method in the best cases is of 4 hours and with the proposed method is of so only 5 minutes, this implies that the corrections are made right away and in an instant, so it brings consequently the

improvement of the recoveries laws of the concentrates and therefore increase of the productivity. By the calculations done I determine a utility of 11. 53 dollars American more by ton of mineral treated, when realizing the control with the proposed method.

INTRODUCCIÓN

No es fácil controlar el proceso de molienda puesto que las interacciones entre las variables son altas, la primera etapa del diseño de un proceso de control es tener claro las dinámicas y como estas afectan el desempeño del proceso [59].

Los estudios acerca del comportamiento dinámico de un circuito de molienda-clasificación realizados por Rajamani y Herbs [54] desarrollaron su investigación en dos etapas en la etapa I de su estudio se desarrollaron a una de las subunidades del circuito de molienda (molinos de bolas, sumidero de agua e hidrociclon). Posteriormente mientras la validación experimental del modelo dinámico, utilizando para la prueba caliza como material de prueba, debido a que este mineral es más fácil de moler. En la etapa II es descrito uno de los modelos dinámicos de control cuyo rendimiento en el proceso es óptimo.

Rajamani y Herbs [54] aplicaron el concepto de balance de masa que ocurre en el proceso de rompimiento de partícula en un molino de bolas que resulta en una ecuación integro-diferencial en la cual la distribución de tamaño

de partículas esta expresada como una función del tiempo y el tamaño de partícula. Una expresión más conveniente resulta cuando en intervalo continuo del tamaño d_1-d_n es dividido en grupo de n intervalos discretos.

Según; Chica, Ospina y Bustamante [14] una de las operaciones más importantes en el procesamiento de minerales es la reducción de tamaño de los minerales. Este proceso, generalmente se realiza en un circuito cerrado compuesto por un molino de bolas y un clasificador tipo hidrociclón. La molienda es un proceso difícil de controlar debido al alto grado de interacción entre las variables del proceso y sus características dinámicas complejas pueden causar efectos indeseables en el desempeño del proceso. Si bien es cierto que existen modelos simples basados en el control por agrupamiento de pares de variables controladas como la distribución de tamaño de partícula, la carga circulante y la tasa de alimentación al hidrociclón, estos modelos se han desarrollado en pulpas formadas por un solo mineral. Sin embargo como es de esperarse la respuesta de una pulpa monomineral al proceso molienda-clasificación difiere de la respuesta de pulpas formadas por mezcla de minerales. De otro lado, la clasificación como proceso que además de determinar la distribución de tamaño de las partículas del producto controla la carga circulante del circuito es aún más compleja de controlar debido a la presencia de esta mezcla de minerales que poseen diferencias en sus características químicas y morfológicas, y por lo tanto exhiben un comportamiento dinámico también diferente lo cual genera un incremento de variabilidad operacional, repercutiendo en la mala perfomance en el circuito de flotación , si se hace una sobre molienda hay producción de finos entonces se tendra el fenómeno del lameado en flotación, trayendo como consecuencia el alto consumo de reactivos y la perdida de los valores metálicos porque habrá desplazamientos indebidos a los otros concentrados o al relave y si ocurriese lo contrario, molienda gruesa, no habría buena liberación trayendo como consecuencia dos cosas: el primero las bajas recuperaciones de los valores metálicos en el circuito de flotación y el segundo el incremento de la carga circulante en los diferentes circuitos de flotación, originando la disminución de la producción en ambos casos originado por la mala liberación de las especies mineralógicas [6].

Entonces, como el problema es bastante álgido se han hecho intentos diversos por diferentes investigadores orientados a dar solución esta problemática, pero casi nada se ha avanzado en este aspecto, porque cada día se presentan otros casos nuevos debido a que la mineralogía de los yacimientos mineros peruanos es de mucha complejidad, ya que están contenidas por diversas especies mineralógicas convirtiéndose en minerales polimetálicos, entonces , eso indica que cada especie tiene su particularidad .

CAPÍTULO I

DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.1. Descripción del problema

El problema radica en que el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en la mayoría de las plantas concentradoras del pais es ineficiente, y por otro lado sabiendo que el corazón de toda planta viene a ser este circuito, según Liu y Spencer [38], debido que aquí es donde se consume la mayor cantidad de energía en la reducción de tamaño de las partículas mineralizadas según afirma Andreev [2], también es el proceso donde se consume la mayor cantidad de acero [9] y la molienda de minerales viene aser el la última etapa de la conminución de minerales; según Fuerstenau y Abouzeid [23] , en donde se logra conseguir la liberación de las especies mineralógicas y por lo tanto en este circuito el costo de operación fluctua entre el 60-70% del costo rotal en el beneficio de los minerales según Currie [16].

Entonces la preocupación de los investigadores; ingenieros de

procesos, metalurgistas de las plantas concentradoras, es optimizar esta parte de una planta de proceso con el objetivo de tratar de bajar los costos de producción y por ende incrementar la rentabilidad de la empresa que apuesta por la inversión en este rubro de la industria. Según los análisis realizados por diferentes investigadores entre ellos, Edward Oblad[49], Austin y Concha[4], Gutierrez y Sepulveda [24], las causas que originan que el control sea ineficiente son varias pero una de ellas la más principal es que la molienda-clasificación de minerales es un proceso bastante complejo según Chica, Ospina y Bustamante [14] debido a la cantidad de variables que intervienen en ella, entre otras se tiene; el tonelaje de mineral alimentado, el volumen de agua alimentado, la cantidad de carga moledora, el tamaño del molino, la razón de carga circulante, el porcentaje de sólidos, la densidad de pulpa en cada flujo del clasificador, el tamaño de partición (d50), la eficiencia del clasificador, et., etc..

Por otro lado se sabe para mantener un control de procesos en su punto óptimo es importante tener los valores de las variables del proceso estabilizados o constantes, también para tener una información rápida de estos valores es de suma importancia contar con las herramientas e instrumentos adecuados y que sean de bastante utilidad para los objetivos trazados.

Por lo expuesto, el objetivo del presente trabajo esta orientado a diseñar, elaborar e implementar una metodología nueva, alternativa, acorde a nuestra realidad y que conlleve a que el control de procesos en una planta concentradora sea más eficiente, rápida y rentable a comparación de otras metodologías y esto se puede lograr mediante la implementación de un software en el lenguaje de programación labVIEW de la National Instrumental.

1.1.2. Intentos de solución al problema

Entonces, como el problema es bastante álgido se han hecho intentos diversos por diferentes investigadores orientados a dar solución esta problemática, pero casi nada se ha avanzado en este aspecto, por que cada día se presentan otros casos nuevos debido a que la mineralogía de los yacimientos mineros peruanos es de mucha complejidad, ya que están contenidas por diversas especies mineralógicas convirtiéndose en minerales polimetálicos, entonces , eso indica que cada especie tiene su particularidad .

Uno de los investigadores, que propuso un modelo para relacionar la carga circulante con el d50, fue el Ingeniero José Manzaneda Cabala [44], un metalurgista con amplia experiencia, pero su propuesta no tuvo eco, por motivos desconocidos.

1.1.3. Formulación del problema

A. PROBLEMA GENERAL

¿El diseño, la elaboración y la implementación de la metodología“Cebaco” del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora, qué permitirá lograr?

B. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

a).- ¿El diseño de la metodología “Cebaco” del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora en que propuesta se fundamenta?

b).- ¿En la elaboración de la metodología “Cebaco” del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora, cuál es la parte básica y medular?

c).- ¿Con la implementación de la metodologìa “Cebaco” del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora que se logra?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. Objetivo general

Diseñar, elaborar e implementar la metodología “Cebaco”de tal manera que el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora sea más eficiente, rápido y rentable, que otras metodologías tradicionales mediante el software Goliat 0.2.

1.2.2. Objetivos específicos

a) Diseñar una metodología del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora de tal manera que esta se fundamente en una propuesta lógica y confiable.
b) Elaborar la metodología “Cebaco” de control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora tomando como base principal el fundamento matemático.
c) Implementar la metodología “Cebaco” de control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora orientado a obtener algún logro significativo para la planta.

1.3. JUSTIFICACIÓN

El presente proyecto esta orientado a dar una alternativa de solución a una problemática que tienen la mayoría de las empresas mineras del Perú, la ineficacia en el control de sus procesos repercutiendo esto en las recuperaciones y calidad de sus concentrados y por ende ello repercute directamente en la sociedad ya que debido a la baja del precio de los metales en el mercado mundial muchas de estas plantas están cerrando, ya sea temporalmente o definitivamente sus instalaciones, creando una desocupación en nuestra sociedad , y con la metodología que se propone, estas plantas al hacer uso de ella puedan incrementar la calidad y las recuperaciones de sus concentrados y por lo tanto ya no optar por cerrar

sus puertas si no al contrario seguir procesando minerales entonces la trascendencia del trabajo se puede visualizar con propiedad.

En el campo de la ciencia, el conocimiento y la tecnología que están estrechamente ligados, como el proyecto es un trabajo de investigación científica porque se apoya en el método científico [63]; para llevar a cabo el presente trabajo y los resultados que se esperan obtener, serán aplicados tecnológicamente en la industria Minero – Metalúrgica entonces su importancia crece y el desarrollo de la misma queda plenamente justificada.

La novedad de la metodología es que para el control de procesos ya no se utilizara el laboratorio metalúrgico, ya que el análisis de malla, que es la base del control será in situ, en húmedo y al instante.

1.4. HIPÓTESIS:

1.4.1 Hipótesis general

El diseño, la elaboración y la implementación de la metodología "Cebaco" permitirá optmizar el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora de tal manera que esta sea más eficiente, rápida y rentable que otras metodologías tradicionales, mediante el software Goliat 0.2 con lo que se lograra mejorar la recuperación y la calidad de los concentrados.

1.4.2 Hipótesis específicas

a) El diseño de la metodología "Cebaco" se fundamenta en la propuesta de que el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora sea mediante solamente dos mallas y el mallaje sea en húmedo.

b) En la elaboración de la metodología "Cebaco" de control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora la parte básica y fundamental es la propuesta de modelos matemáticos que permita, que los cálculos de los valores

de las variables sea rápida y oportuna.

c) Con la implementación de la metotología “Cebaco” se puede lograr bajar el tiempo de control de procesos de las variables operativas en el circuito de molienda - clasificación en una planta concentradora considerablemente y con ello lograr el incremento de la productividad.

1.5. METODOLOGÍA

La metodología del trabajo será de investigación aplicativa y experimental [5], donde en principio, se revisara minuciosamente la parte bibliográfica, luego se prondra el fundamento de control y con pruebas preliminares se construye los modelos matemáticos y finalmente en base a ella se elaborara y se implementara el software con el lenguaje de programación labWiev y las pruebas de comprobación se realizarán en las plantas concentradoras de “Austria Duvaz” , la “Concentradora Chumpe” , la planta concentradora “Huari” donde los resultados se contrastarán con los resultados obtenidos por el método tradicional, que actualmente ellos lo hacen y los resultados obtenidos se espera que sean los óptimos con la cual se estaría demostrando la hipótesis planteada.

1.6. VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1 Variable independiente (X)

- Densidad de la pulpa en los diferentes flujos
- Porcentaje de sólidos en los diferentes flujos
- Gravedad específica del mineral

1.6.2 Variable dependiente (Y) :

- Razón de carga circulante
- Análisis granulométrico del mineral en cada flujo
- d50
- Curva de partición
- Modelo matemático del perfil del análisis granulométrico
- Eficiencia de clasificación

Tabla 1.1. MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO DE PROYECTO DE INVESTIGACIÓN:"METODOLOGÍA "CEBACO"APLICADA AL CONTROL DE PROCESOS EN EL CIRCUITO DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN EN UNAPLANTA CONCENTRADORA MEDIANTE EL SOFTWARE GOLIAT 0.2"

FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	JUSTIFICACIÓN	VARIABLES	METODOLOGÍA
I. PROBLEMA GENERAL ¿El diseño, la elaboración y la implementación de la metodología "Cebaco" del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora, que permitirá lograr? **II. PROBLEMAS ESPECÍFICOS** d) ¿El diseño de la metodología "Cebaco" del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora en que propuesta se fundamenta? e) b).-¿En la elaboración de la metodología "Cebaco" del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora, cuál es la parte básica y medular ?. f) c).-¿Con la implementación de la metodología "Cebaco" del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora que se logra?	**I. OBJETIVO GENERAL** Diseñar, elaborar e implementar la metodología "Cebaco" de tal manera que el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora sea mas eficiente, rápida y rentable, que otras metodologías tradicionales mediante el software Goliat 0.2. **II. OBJETIVOS ESPECÍFICOS** a) Diseñar una metodología del control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora de tal manera que esta se fundamente en una propuesta lógica y confiable. b) Elaborar la metodología "Cebaco" de control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora tomando como base principal el fundamento matemático. c) Implementar la metodología "Cebaco" de control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora orientado a obtener algún logro significativo para la planta	**I. GENERAL** El diseño, la elaboración y la implementación de la metodología "Cebaco" permitirá optmizar el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora de tal manera que esta sea mas eficiente, rapida y rentable que otras metodologías tradicionales, mediante el software Goliat 0.2 con lo que se lograra mejorar la recuperación y la calidad de los concentrados. **II. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS** a) El diseño de la metodología "Cebaco" se fundamenta en la propuesta de que el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora sea mediante solamente dos mallas y el mallaje sea en húmedo. b) En la elaboración de la metodología "Cebaco" de control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora la parte basica y fundamental es la propuesta de un modelo matemático que permita, que los cálculos de los valores de las variables sea rápida y oportuna. c) Con la implementación de la metodología "Cebaco" se puede lograr bajar el tiempo de control de procesos de las variables operativas en el circuito de molienda - clasificación en una planta concentradora considerablemente y con ello lograr el incremento de la productividad.	El presente proyecto esta orientado a dar una alternativa de solución a una problemática que tienen casi todas las Empresas Mineras del Perú y esto repercute directamente en la sociedad ya que debido a la baja del precio de los metales en el mercado mundial muchas de estas plantas están cerrando, ya sea temporalmente o definitivamente sus instalaciones, creando una desocupación en nuestra sociedad , y con la metodología que proponemos, estas plantas al hacer uso de ella puedan incrementar la calidad y las recuperaciones de sus concentrados y por lo tanto ya no optar por cerrar sus puertas si no al contrario seguir procesando minerales entonces la trascendencia del trabajo es de mucha importancia. En el campo de la ciencia y el conocimiento y la tecnología que están estrechamente ligados, como nuestro proyecto es un trabajo de investigación científica ya que nos apoyamos en el método científico para llevar a cabo nuestra investigación y los resultados que se esperan obtener, serán aplicados tecnológicamente en la industria Minero – Metalúrgica entonces su importancia crece y el desarrollo de la misma queda plenamente justificada. La novedad de la metodologia es que para el cbotrol de procesos ya no se utilizaran el laboratorio metalúrgico, ya que el análisis de malla, que es la base del control será in situ, en húmedo y al instante.	**I. VARIABLE INDEPENDIENTE** • Densidad de la pulpa en los diferentes flujos • Porcentaje de sólidos en los diferentes flujos **II. VARIABLE DEPENDIENTE.** • Razón de carga circulante • Análisis granulométrico del mineral en cada flujo • d50 • Curva de partición • Modelo matemático del perfil del análisis granulométrico • Eficiencia de clasificación.	- Estructuración - del proyecto - Revisión bibliográfica - Diseño de la investigación - Elaboración del modelo matemático - Elaboración del software - Propuesta de la metodología - Pruebas experimentales en plantas industriales - Análisis y discusión de resultados - Propuesta final

CAPÍTULO II

PROCESO DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN DE MINERALES

2.1. MOLIENDA DE MINERALES

La molienda de los minerales es la última etapa de la conminución de los minerales dende se lleva prácticamente a cabo la liberación de las especies mineralógicas, viene a ser la etapa previa a la concentración, es sin lugar a dudas el proceso unitario de mayor importancia en el beneficio de los minerales, por cuanto demanda el mayor costo de produccion, incidiendo fuertemente en los costos unitarios y determina en gran medida la rentabilidad de una planta concentradora ésto como consecuencia de que aquí es donde se consume mayor energía ,la que es utilizada para la reducción de las partículas mineralizadas [9] , y por otro lado en esta etapa se consume mayor cantidad de acero, tanto por la carga moledora, como por el desgaste de los blindajes de los molinos rotatorios. Según Jorge Menacho [45] la molienda de minerales es un evento donde la molienda se realiza por azaharización debido aque hay partículas que ingresan al molinos y estas salen, por arrastre del agua sin haber sufrido reducción alguna. Existen diferentes tipos de moliendas como la molienda convencional y no convencional y esto se visualiza en la figura 2.1

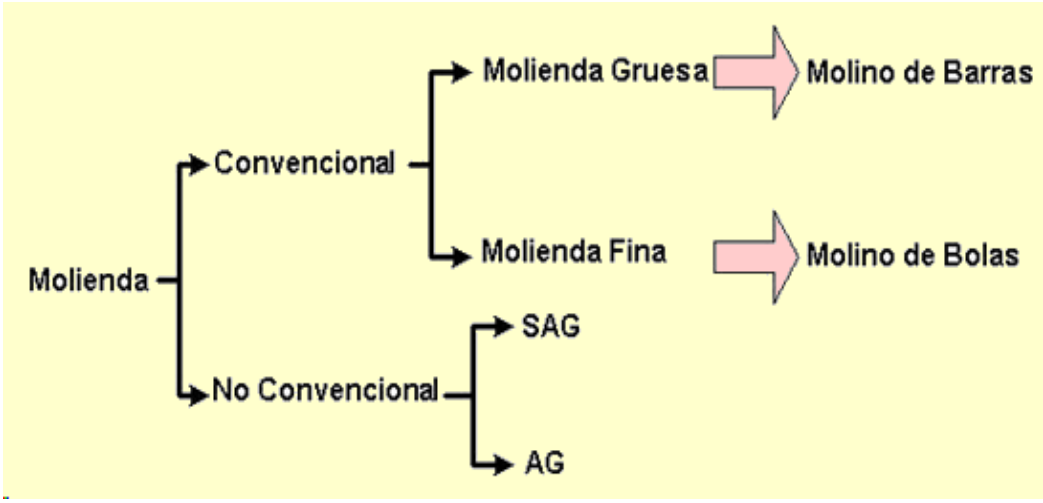


Figura 2.1. Clasificación de la molienda según Jaime Tapia[71]

2.1.1. Equipos de molienda de minerales

La molienda de minerales se realizan en equipos de forma cilíndrica, que varian su tamaño dependiendo de la función que realizan y sobre todo dependiendo de la capacidad de la planta, ya que es utilizada en la última etapa del proceso de conminución, en esta etapa las partículas se reducen de tamaño por una combinación de impacto y abrasión ya sea en seco o como en una suspensión en pulpa que es la combinación de mineral con agua [16].

Los molinos son equipos que giran alrededor de su eje horizontal y que contienen una carga de cuerpos sueltos de molienda conocidos como "medios de molienda" o “carga moledora”, los cuales están libres para moverse a medida que el molino gira produciendo la conminución de las partículas de mena.
En el proceso de molienda partículas de ½” y 3/8” son reducidas en tamaño a 10 - 300 micrones, aproximadamente, dependiendo del tipo de operación que se realice [53].

El propósito de la operación de molienda es ejercer un control estrecho en el tamaño del producto y, por esta razón

frecuentemente se dice que una molienda correcta es la clave de una buena recuperación de la especie mineralógica valiosa. Los equipos se pueden visualizar, en función a su carga moledora en la figura 2.2

a) Molinos de barras **b) Molinos de bolas**

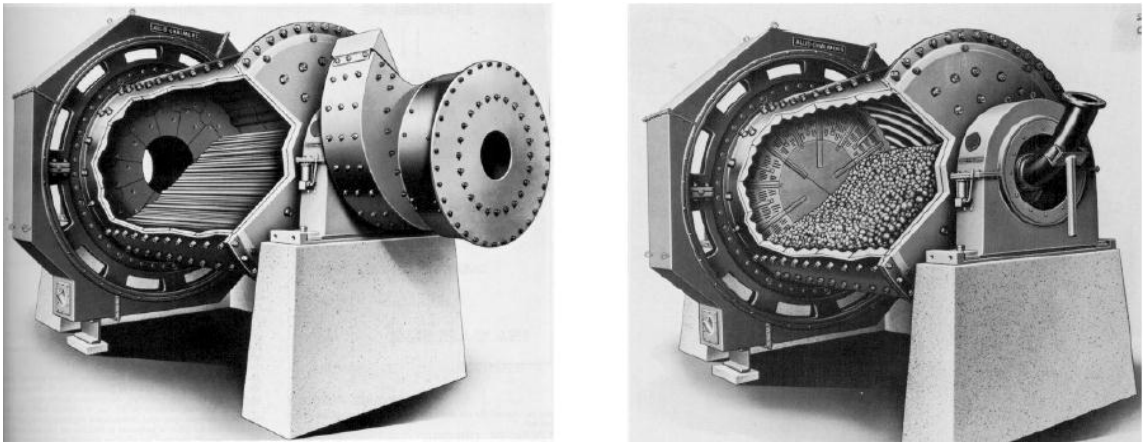


Figura 2.2. ***Equipos de molienda de minerales*[68]**

2.1.2. Clasificación de los equipos de molienda de minerales

Segun A.Taggart [67]**,** los equipos moledores se pueden clasificar de diferentes maneras dependiendo sobre todo de la aplicación que se realizan, para una mayor utilidad de la investigación se va a tomar en cuenta la siguiente clasificación, de acuerdo a la figura 2.1.

2.1.2.1 Molinos convencionales

La molienda convencional, según A. Taggart [67], se realiza en molinos llamados también convencionales y estas, dependiendo de la carga moledora se pueden realizar en dos etapas, utilizando molino de barras y molino de bolas, respectivamente, aunque en las plantas modernas sólo se utiliza el segundo. En ambos molinos el mineral se mezcla con agua para lograr una molienda homogénea y eficiente. La pulpa obtenida en la molienda es

llevada a la etapa siguiente que es la flotación. Estos molinos se caracterizan por tener una relación largo/diámetro cercana a 2.

A) Molinos de Barras.

Son molinos, que generalmente son utilizadas en la molienda primaria, ya que el producto de estos son partículas de tamaño casi uniforme y también de tamaños mas groseros, donde la mayoría de ellas aun no han sido liberadas, utilizan como medio de molienda; barras de forma cilíndrica, según Tapia Quezada [70], estos molinos tienen las siguientes características:

La alimentación que procesan es de un 80% pasante de 2000 micrones a un 80% pasante 400 micrones.

El producto de la molienda, por estos equipos es de un 80% pasante 200 micrones a un 80% pasante 50 micras.

Trabajan generalmente en su mayoría en molienda en húmedo con pulpas contenidas entre los 60% y los 80% de sólidos.

El largo de las barras es igual a la longitud del molino menos 6" a cada lado o en todo caso los 2/3 del largo del molino.

La razón de largo (L) a diámetro (D), L/D varía generalmente entre 1.5–2.0.

Por si la relación L/D es menor a 1.25, entonces aumenta la posibilidad que las barras se enreden dentro del molino.
Al contrario si la relación L/D es mayor a 1.8 entonces las

barras se deforman y no habrá una buena molienda.

Las barras mayores mayores a 6" menos que la longitud del molino tienden a doblarse.

El nivel de llenado (J), del molino, por barras fluctua entre los rangos de 35% - 45%.

El consumo de acero por barras, de acuerdo a las estadísticas varía de 0.1 – 1kg/ton de mineral procesada.
Los diámetros típicos de las barras varían de 2.5 – 15cms.

La velocidad de operación de los molinos de barras varía entre un 70% - 80% de la velocidad crítica. Estos molinos se visualizan en la figura 2.3

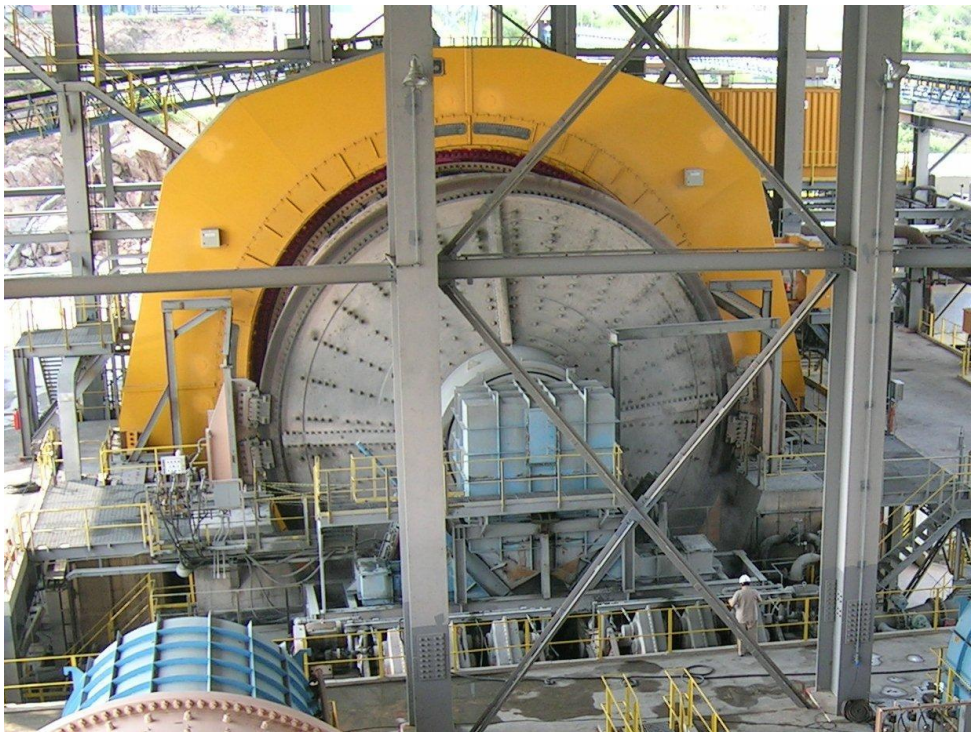


Figura 2.3. Molinos de minerales de barras **[20]**

Clasificación de los molinos de barras

Atendiendo a su forma de descarga, segúnTapia Quezada [70].

Los molinos de barras se pueden clasificar en tres tipos según se visualiza en las figuras; 2.4, 2.5 y 2.6.

a) Molinos de barras de descarga periférica.

Son equipos moledores de barras cuya descarga del producto molido lo realizan por la parte periférica central del molino, es una variación de los molinos tradicionales que la descarga se realiza por el centro, se puede ver en la figura 2.4

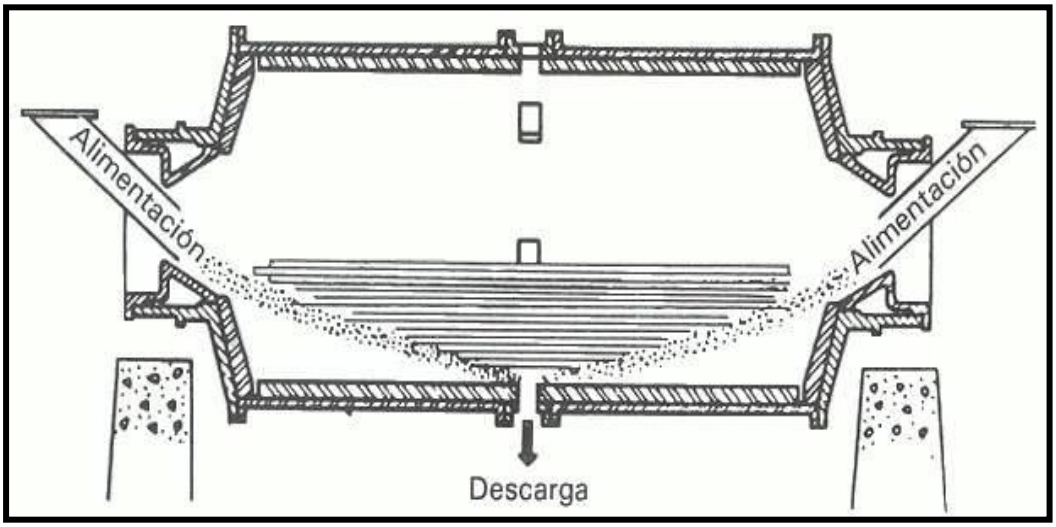


Figura 2.4.Molinos de barras de descarga periférica [70]. *Se visualiza que la descarga del producto molido es por la parte céntrica.*

b) Molinos de barras de descarga de rebalse.

Es el molino convencional donde la descarga se realiza tan solamente por acción del agua y no es forzada la evacuación del producto según la figura 2.5.

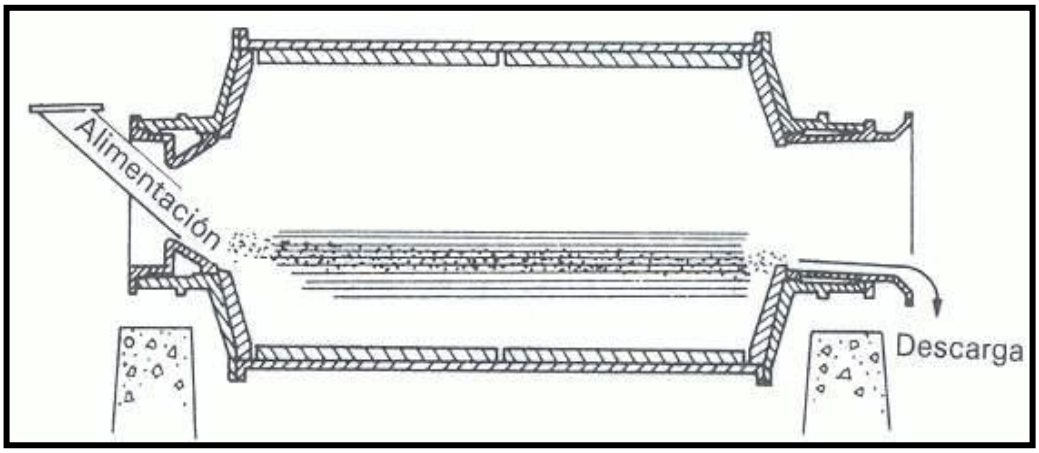


Figura 2.5. Molinos de barras de descarga por rebalse [70]. *Se visualiza que la descarga del producto molido se realiza por la salida y por rebalse.*

c) Molinos de barras de descarga de periférica extrema.

Son equipos cuya descarga del producto molido se realiza por el costado y por la parte baja del molino, es una variación de los molinos tradicionales como se puede ver en la figura 2.6

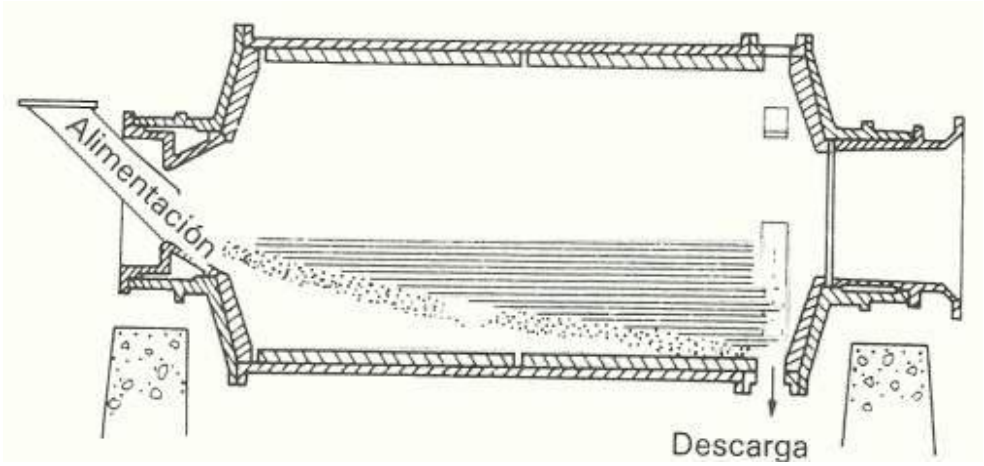


Figura 2.6. Molinos de barras de periférica extrema [70]. *Se visualiza que la descarga del producto molido se realiza por la parte baja de la salida y forzada.*

B) Molinos de bolas.

Según Leonard Austin [4] La reducción de tamaño por trituración y molienda es una operación de mucha importancia en las industrias mineras, metalúrgica, de energía y química y también que los molinos de bolas son los equipos más utilizados y de mayor utilidad a nivel mundial en el procesamiento de los minerales. El mineral grueso que se alimenta por uno de los extremos del molino pasa por esta fracturándose debido a la acción de la carga de bolas, produciendo un material en la descarga con una distribución de tamaño más fina. Este equipo puede ser considerado como un “reactor” continuo [4] donde la energía suministrada es convertida en acción mecánica de ruptura y la “reacción” obtenida es una reducción de tamaño. Todos los requisitos mencionados anteriormente deben ser cumplidos. Un punto importante en el diseño de un circuito de molienda es el dimensionamiento del molino para obtener el tonelaje por hora deseado de producto a partir de una alimentación específica. El costo de inversión por unidad de capacidad de molienda debe ser minimizado, lo que vale decir que una adecuada selección de las condiciones de las variables de molienda tales como velocidad de rotación, peso de la carga de bolas, y tamaño de las mismas etc., etc. conjuntamente con el tamaño del molino es de suma importancia. En las figuras 2.7 y 2.8 se pueden visualizar los molinos de bolas

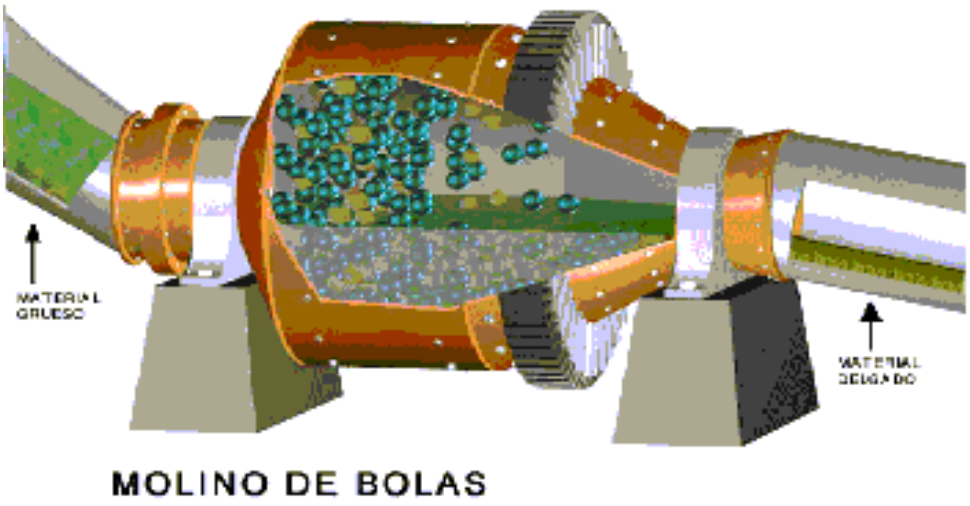


Figura 2.7. Molinos de bolas. *Vista interna como trabaja la carga moledora* **[12]**.

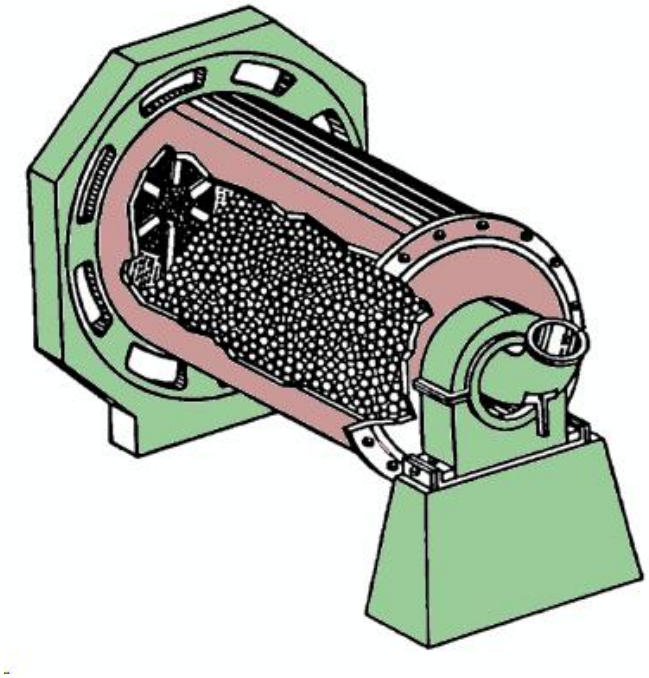


Figura 2.8. Molino de bolas detenido, que posee descarga de parrilla [4].

Según Tapia Quezada [70] los molinos de bolas deben de tener las siguientes características:

La alimentación de mineral de procesamiento debe de tener una granulometría que este en el rango de 80%pasante 500 micras a 80% pasante 200 micras.

La granulometría del producto intermedio generalmente varía en un rango entre un 80% pasante 50 µm a un 80% pasante75µm

El producto final, el fino, del producto del circuito tiene generalmente un 80% pasante a partículas menores de 75µm

El consumo de acero generalmente varia entre 0.1-1.0kg/ton. de mineral procesado.

En el molino la densidad de la pulpa trabajan generalmente entre 65%-80% de sólidos.

El tamaño de las bolas que se alimenta al inicio de la operación generalmente varía entre 2" - 5" y en la etapa de remolienda entre1"-2"

El llenado del volumen útil del molino (J) mayormente varía entre 40% - 45% con un máximo de 50%

La velocidad de rotación del molino generalmente esta entre 70%-80% de la velocidad crítica.

Mecanismos de molienda en molinos de bolas

Las bolas al ser impulsadas por los revestimientos del molino, que a propósito tienen la forma de ondas, éstas al impactar con las paredes de los molinos realizan dos tipos de movimientos como se puede ver en La figura 2.9, un movimiento en cascada y el otro en catarata [70].

Movimiento en cascada

La molienda se realiza por fricción interviniendo fuerzas de cizallamiento.

Marcha en catarata

Las bolas siguen una trayectoria que comprende parte en caída libre, donde poseen una energía cinética elevada. La molienda se realiza por impacto

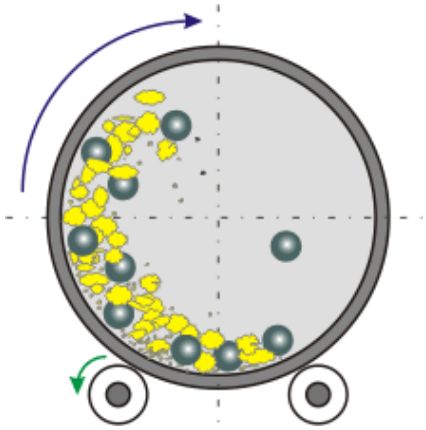


Figura 2.9. Movimiento de las bolas dentro del molino [70].

Los medios de molienda hacen 3 tipos de movimientos, como se visualiza en la figura 2.10 y estas son:

a) Rotación de las bolas alrededor de su propio eje.

b) Caída de las bolas enforma de catarata en donde los medios de molienda caen rodando por la superficie de los otros cuerpos.

c) Caída de las bolas en cascada que es la caída libre de los medios de molienda sobre el pie de la carga.

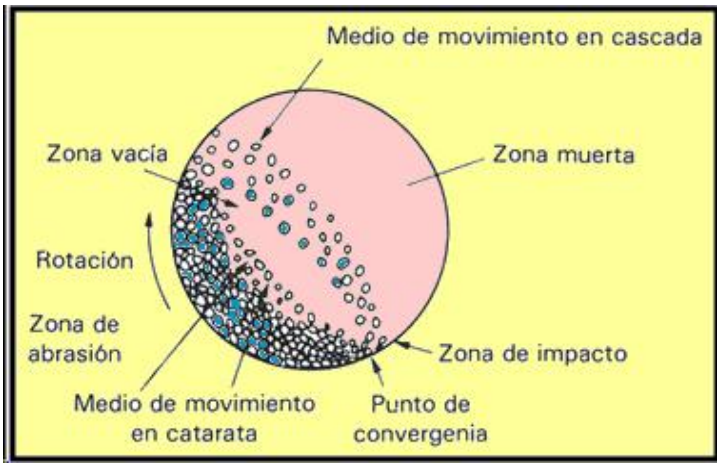


Figura 2.10. Tipos de caídas de las bolas dentro de un molino [70].

2.1.2.2 Molinos no convencionales

Son aquellos equipos donde se realizan la molienda con características muy diferentes a la de los molinos convencionales se tiene entre ellas; los molinos autógenos (AG), los molinos semiautógenos (SAG) y los molinos verticales tipo torre que generalmente se utiliza para la molienda ultrafina.

A) Molinos Autogenos (AG)

Es la molienda que realiza el mineral por si. En minerales adecuados, esta tecnología elimina el uso de los costos o medios de molienda y pueden producir menor porcentaje de finos que la molienda convencional, en la práctica generalmente estos tipos de molinos no da resultado porque siempre es necesario utilizar en algún porcentaje menor medios de molienda [46].

B) Molinos semiautogenos.

Según Jorge Menacho [45], el objetivo de la molienda SAG, depende de las características del mineral, del diseño del circuito y de la operación completa y los objetivos comunes son:

- Mantener constante el tonelaje de alimento del mineral procesado y la calidad de la molienda.
- Maximizar el tonelaje del mineral procesado a una calidad de molienda constante.
- Maximizar el tonelaje del mineral procesado manteniendo la calidad de molienda dentro de los límites específicos.

Según Leonard Austin [4] hay consenso entre la mayoría de los investigadores en el sentido de que los molinos semiautógenos (SAG) seguidos de un molino de bolas

relativamente pequeño, ofrecen ventajas sobre el esquema convencional, consistente en la secuencia: trituradores-molino de barras-molino de bolas. Existe suficiente experiencia para verificar que una planta concentradora que incorpore la molienda SAG requerirá un menor costo de capital que la planta que utilice molienda convencional. El consumo de energía global en kWh/ton del producto es comparable para ambos casos, tendiendo a ser un poco mayor para las moliendas no convencionales SAG, pero el costo por consumo de acero por reemplazo de las bolas gastadas es menor para estos últimos. Además el costo de mantención de una molienda SAG es menor que el de una convencional debido a la eliminación de las etapas de trituración secundaria y terciaria.

También se debe recordar que no se ha tenido éxito en aumentar el tamaño de molinos de barras más allá de seis metros (20 pies) de largo debido a la excesiva ruptura y trabado de las barras cuando se ha usado barras más largas. Por lo tanto existe evidencia que los molinos de bolas de gran diámetro son menos eficientes que lo esperado, encontrándose problemas para obtener la capacidad de diseño. Por otra parte, la gran razón diámetro/largo de un molino SAG típico permite un volteo satisfactorio de la carga, ver figura 2.11. En molinos de hasta 11 metros (38 pies) de diámetro se aprovecha la economía de escala, permitiendo obtener altas capacidades con una potencia instalada de 11.000 kW por molino.

El mineral se recibe directamente desde el chancador primario (no del terciario como en la molienda

convencional) con un tamaño cercano a 8 pulgadas (20 cm, aproximadamente) y se mezcla con agua y cal. Este material es reducido gracias a la acción del mismo material mineralizado presente en partículas de variados tamaños (de ahí su nombre de molienda semiautógena) y por la acción de bolas de acero, de 5 pulgadas de diámetro, que ocupan el 12% de su capacidad. Dados el tamaño y la forma del molino, estas bolas son lanzadas en caída libre cuando el molino gira, logrando un efecto conjunto de chancado y molienda más efectivo y con menor consumo de energía por lo que, al utilizar este equipo, no se requieren las etapas de chancado secundario ni terciario. Estos molinos tienen una relación largo/diámetro variable entre 0,4 y 0,5.

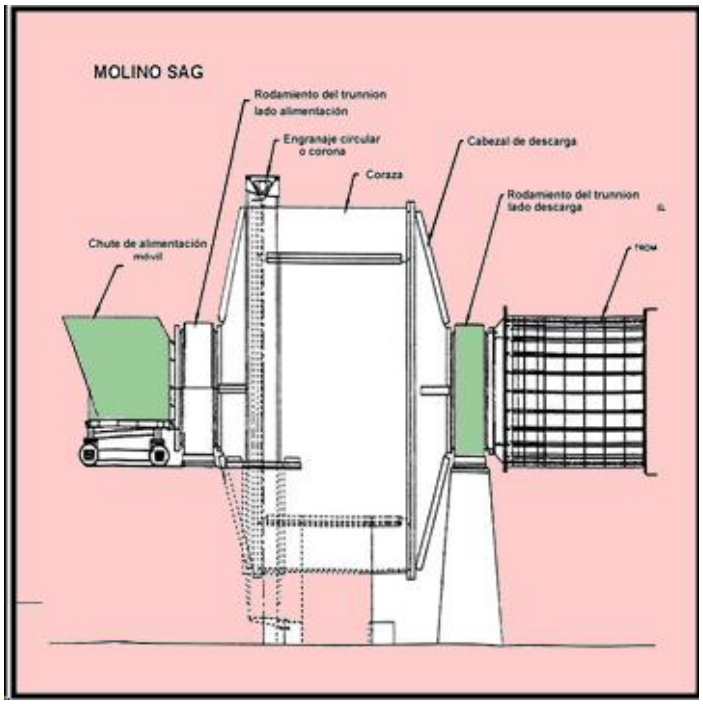


Figura 2.11. Vista en corte de un molino SAG típico de gran razón *D/L* [12].

Figura 2.12. Vista de un molino SAG típico instalado en una planta concentradora [documento interno].

C) Molinos verticales (Tipo torre).

El molino torre que se muestra en la figura 2.14, es un equipo de agitación de cuerpos moledores que opera de manera continua o en forma “batch” y que puede ser utilizada en molienda seca o húmeda. Los medios de molienda pueden estar constituidos por bolas de acero, de cerámica, “pebbless naturales” u otros materiales, y es agitado por un tornillo de doble helicoide conectado al sistema motoreductor por la parte superior (agitador de carga) [45]. El material a moler es alimentado por arriba junto con el agua estableciéndose además un flujo ascendendente continuo mediante una bomba de recirculación externa. La bomba se selecciona para proporcionar una velocidad de ascenso predeterminada a objeto de producir una clasificación de partículas en la zona

superior del cuerpo del molino. Las partículas pequeñas alimentadas suben, en tanto que las de mayor tamaño caen en la zona de carga donde son trituradas por el medio de molienda. La velocidad de molienda debe compensar la sedimentación de los gruesos para evitar el atoramiento del molino, este tipo de molino se puede ver en las figuras 2.13 y 2.14.

Figura 2.13. Vista de un molino torre típico [Documento interno].

Los molinos torre verticales han sido desarrollados para satisfacer necesidades específicas de eficiente molienda fina.

Según el funcionamiento de estos molinos se da la reduccion de tamaño por abrasión–atrición la cual generan productos muy finos.

Principales componentes de un molino torre:

Cámara de molienda, reductor tipo vertical y motor, sistema de clasificación integrado, bomba de recirculación con velocidad variable y un motor con reductor.

Cuerpo principal: puerta frontal, permite el acceso al eje y una

pequeña puerta lateral que permite el drenaje y descarga de bolas.

Eje gusano o tornillo helicoidal: soportado en parte superior se mantiene perfectamente centrado sólo por la acción de la carga. Las cuales se puede visualizar en la figura 2.14.

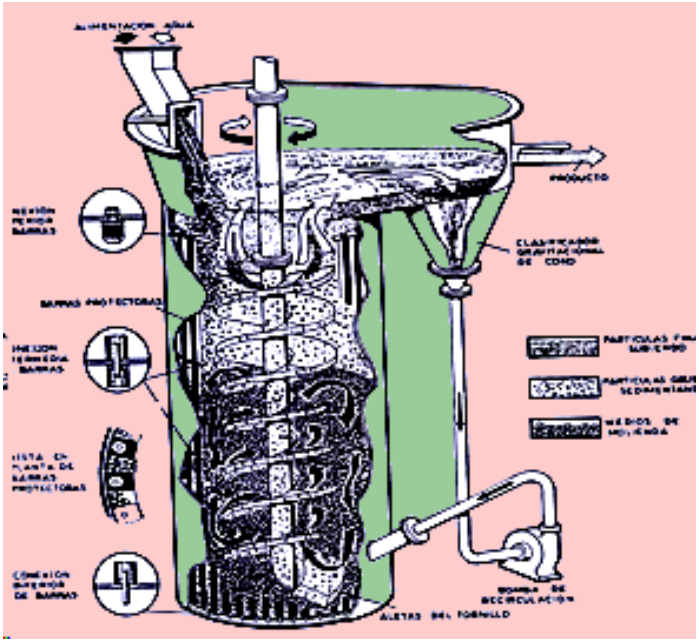


Figura 2.14. Partes principales de un molino torre típico instalado en un planta concentradora [45].

2.2. CLASIFICACIÓN DE MINERALES

La clasificación de minerales es la separación de partículas según su rapidez de asentamiento en el agua, ya que el agua es el líquido utilizado universalmente para el procesamiento de los minerales, y este proceso se lleva a cabo en un equipo llamado clasificador [16]. Los clasificadores comúnmente producen dos productos, en caso del proceso de molienda – clasificación el producto grueso, donde aun todavía faltan liberarse las especies mineralógicas se le llama arenas, descarga del clasificador, carga circulante o comúnmente underflow, y al contrario las partículas, finas que ya están liberadas y prácticamente ya están listas para ir a la otra etapa que viene a ser la etapa de flotación, se llama finos, o

overflow. Aunque la clasificación tiene por objetivo, en general, separar las partículas por tamaño, la densidad de las partículas y otros factores tienen también un efecto significativo y la separación puede concebirse con más propiedad una operación de selección más que de clasificación por tamaños. Por lo tanto, las clasificaciones pueden aplicarse en distintas situaciones:

a) Separación en fracciones de tamaños relativamente gruesos y relativamente finos, generalmente para separaciones que son demasiadas finas puede hacerse por cribado resultando económicamente buena.

b) Realizar una concentración de las partículas más pesadas y pequeñas de las partículas más grandes y livianas.

c) Dividir una distribución de tamaños de gran intervalo en fracciones.

d) Restringir la distribución de propiedades de las partículas que van a entrar a un proceso de concentración.

e) Controlar la molienda en circuito cerrado.

La clasificación se define como una operación para evaluar el rendimiento (eficiencia) de un proceso. Según Tapia Quezada [70] para realizar la clasificación se recurrirá al término separadores, los que se denominan simplemente **separadores.**

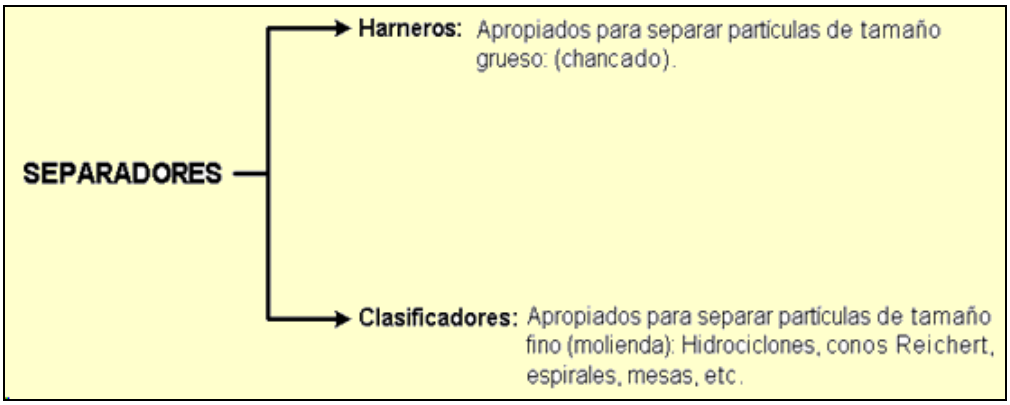


Figura 2.15. Clasificación de los separadores [69].*Se clasifican en harneros y clasificadores*

Por general los procesos de clasificación son procesos probabilísticos, es decir, dependen de una conjugación de efectos de “**n**” variables para poder realizarse. En el caso del harneado o también llamado clasificación en seco, este se puede relacionar en términos de variables, entre las que se pueden mencionar:

x_1= Tamaño de la partícula.
x_2= Forma de la partícula.
x_3 = Abertura disponible.
x_4 = Enfrentar la superficie.

La forma de la partícula es muy importante en el "**tamaño crítico**" ya que este corresponde a un tamaño muy cercano al tamaño de las aberturas de las mallas. La probabilidad de que estás partículas sean clasificadas como sobretamaño o bajotamaño dependerá principalmente de que la partícula se presente a la abertura en la orientación adecuada. Por lo tanto por la forma de las partículas ya que estas tomas diversas formas capsiosas están serán atrapadas en las aberturas de los cedazos como se puede ver en la figura 2.16.

Figura 2.16. Atrapamiento de las partículas de tamaño crítico en las aberturas del cedazo [69].

2.2.1 Clasificación de los separadores

Como se ha visto en la figura 2.15 los separadores se clasifican prácticamente en 2 grupos, los cedazos también llamados harneros y los clasificadores propiamente dichos.

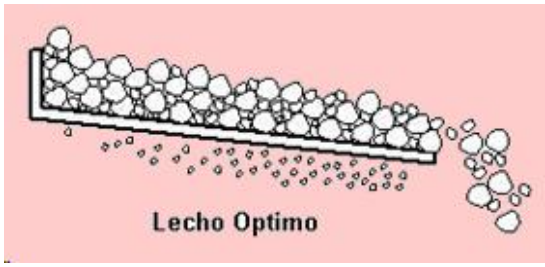
2.2.1.1 Tamizado

Separación de las partículas en función de su granulometría o su tamaño o por el volumen de un conjunto de partículas en dos o más fracciones.

Es una operación unitaria esencial durante la trituración y el chancado de los minerales, donde actúa como etapa controlante en la eliminación de material menor a cierta dimensión, que no requiere reducción adicional

Los principales propósitos del tamizado son:

- Aumento de la capacidad y eficiencia del chancado de minerales, evitando en lo posible el ingreso de finos a la trituradora nuevamente.
- Evitar que el material grueso pase a la siguiente etapa en los circuitos de trituración fina por que ésto restaría capacidad de tratamiento a la otra etapa.
- Preparar una alimentación estrechamente clasificada para ciertas operaciones de concentración por gravedad.



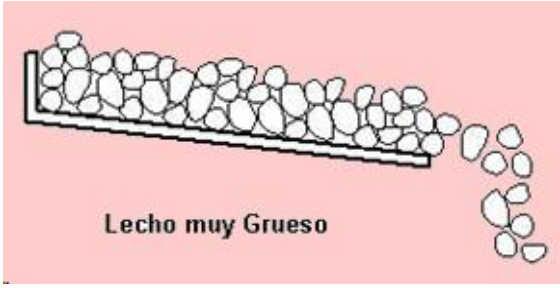


Figura 2.17.Tipos de lechos en los harneros o tamices [69].*Se visualiza como es la clasificación estratificada de los minerales*

Tipos de tamices

Tamices fijos

Las partículas toman contacto con la superficie debido a su pendiente

Parrilla o Grizzly

Constituido por una serie de barras de acero paralelas, de sección trapezoidal, dispuestos con la base mayor hacia arribam como se visualiza en la figura 2.18.

Se usan en el procesamiento de partículas gruesas (clasificar alimentación a trituradoras primarias)

Algunos grizzlies usualmente están inclinados en un ángulo de 20° a 45°.

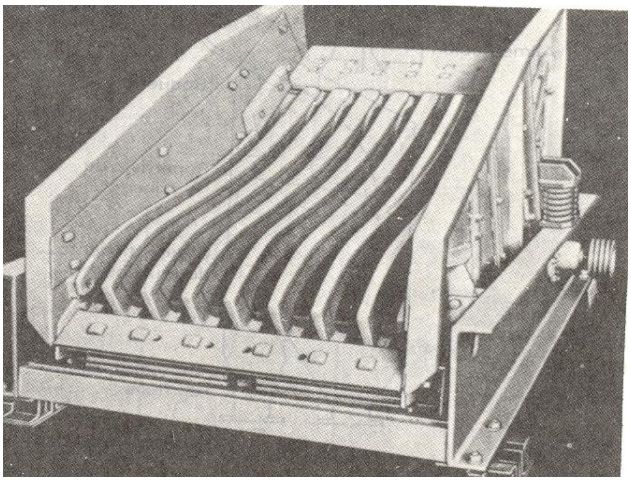


Figura 2.18. Grizzlies estacionarios [**Documento interno].***Se visualiza la forma que tienen y el material de la que están hechas*

Zarandas vibratorias

Tamices de mayor aplicación, constituidas por telas metálicas o placas perforadas, montadas sobre armazones que vibran a gran velocidad (1000 a 3600 ciclos/minuto), con oscilaciones de 1/8" a ½" que originan movimientos circulares, elípticos o de vaivén en un plano oblícuo a la superficie del tamiz como se ve en la figura 2.19.

El movimiento permite que las partículas puedan estratificarse y entrar en contacto con la superficie y al mismo tiempo que el material pueda avanzar sobre la superficie.

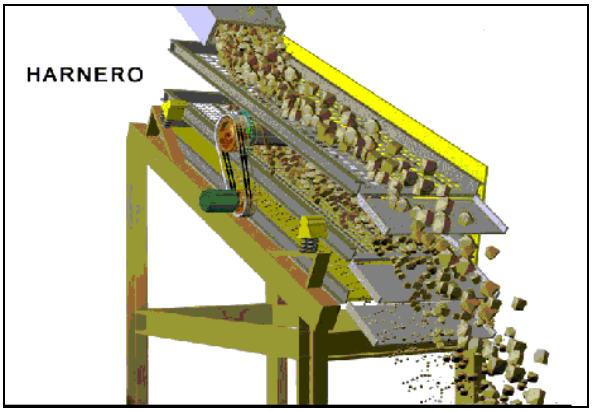


Figura 2.19. Vista del trabajo de una zaranda vibratoria [12].

Modelos mátematicos de clasificación para cedazos vibratorios

Aún cuando existe en la literatura una gran cantidad de información relativa a la utilización de cedazos vibratorios a escala industrial, se ha avanzado relativamente poco en la formulación de modelos matemáticos que permitan simular el comportamiento de los mismos frente a los cambios en sus condiciones operacionales o de diseño. Hasta ahora, los mas especialistas se han limitado a proponer ecuaciones de corte simplemente semiempírico para describir la curva de clasificación del cedazo sir especificar en forma precisa la relación existente entre los parámetros del modelo las demás variables de control del proceso. Entre ellas destacan las de; Walter y Whiten [71], Hatch y Mular [25]. En un enfoque ligeramente distinto Karra [51] utiliza una expresión similar a la propuesta por Plitt [46] para la clasificación de partículas en hidrociclones:

$$Cc_i = 1 - exp\left(-0.693\left(x_i / x_{eff}\right)^m\right) \tag{2.1}$$

Donde Cc_1 representa la fracción clasificada del material de tamaño i de recuperado en el sobretamaño, x_{eff} la abertura "efectiva" o X_{50} de la malla (necesariamente menor que la abertura nominal) y m es un parámetro ajustable adimensional, característico del sistema particular bajo consideración.

Otra expresión útil para Cq es la propuesta por Rogers y Brame [59]:

$$Cc_i = \frac{1}{1+\left(x_{eff} / x_i\right) exp\left[\lambda\left(1-\left(x_i / x_{eff}\right)^3\right)\right]} \tag{2.2}$$

Donde λ = 0.08 exp (4.56 S.I.), siendo S.I. el "sharpness índex".

Al igual que en el caso de los hidrociclones, la experiencia indica que tampoco en el caso de los cedazos la clasificación es ideal, sino que existe una fracción B_{pf} del material de alimentación, la cual es directamente traspasada al sobretamaño sin clasificación. Bajo tales condiciones:

$$C_i = B_{pf} + (1 - B_{pf}) Cc_i \tag{2.3}$$

Donde Cc_i está determinado según la ecuación 2.1 o la ecuación 2.2 y C_i representa la eficiencia real de clasificación para las partículas de tamaño x_i.

FACTORES QUE AFECTAN LA EFICIENCIA DE UN CEDAZO

La capacidad de un cedazo y una alta eficiencia de separación son requisitos generalmente opuestos y se debe llegar a algún punto de operación que maximice ambos aspectos [69].

Para una determinada capacidad existen muchos factores que afectan la eficiencia de un cedazo [69]. Algunos de ellos son los siguientes:

- Velocidad de alimentación del mineral y profundidad del lecho.
- Tipo de movimiento del harnero y pendiente (inclinación) del cedazo.
- Humedad del mineral que impide la estratificación del material y tiende a obstruirlas aberturas del cedazo
- Tipo de superficie de harneado, área y forma de las aberturas.
- Porcentaje de área abierta que corresponde al área neta de las aberturas dividida por el área total del harneado.
- Tipo de mineral a tratar tales como; la dureza, forma de las partículas, peso específico, etc.
- Porcentaje de material fino y de tamaño crítico (3/4 a 1.5 veces la abertura) en la alimentación del mineral al cedazo.
- La eficiencia del harnero es fuertemente afectada por la presencia de partículas de tamaño aproximado al de la

abertura (éstas tienden a obstruir o cegar la abertura).

2.2.1.2 Clasificadores en húmedo

Se denomina clasificación a la operación de separación de los componentes de una mezcla de partículas en dos o más fracciones de acuerdo a su tamaño, siendo cada grupo obtenido más uniforme en esta propiedad que la mezcla original. Generalmente la clasificación es afectada por otras variables del material o del medio ambiente [12]. En la clasificación de una suspensión o también llamado clasificación en húmedo, el mecanismo que se utiliza para separar las partículas según su tamaño es la sedimentación. En este caso, también influye la forma de las partículas, las densidades del sólido y fluido y la concentración y viscosidad de la suspensión. En una planta concentradora los equipos más conocidos para la clasificación de minerales en húmedo son:

Los clasificadores mecánicos, los clasificadores hidráulicos y los cedazos de alta frecuencia que actualmente están en boga.

A) Clasificadores mecánicos

Este tipo de clasificadores consiste en un estanque inclinado, equipado con un rebose de vertedero y una caja colectora del producto de finos y agua. Las partículas guesas sedimentan al fondo y son descargadas en la parte alta del estanque mediante una rastra de movimiento oscilante en dirección axial o una espiral.

Después que la pulpa es alimentada en el equipo, la distancia que una partícula recorre depende de su velocidad de sedimentación y del intervalo de tiempo que permanece en el equipo. Este tiempo depende de la distancia desde la alimentación hasta el vertedero de rebose del clasificador y debe ser tal que las partículas gruesas tengan suficiente tiempo para alcanzar el fondo.

Estas partículas son agitadas y lavadas por la turbulencia originada por el mecanismo de transporte del lodo mientras son arrastradas hasta la descarga [12].

El control de las densidades de pulpa es importante, pero no tan importante como en el caso de hidrociclones. Aumentando la concentración (reduciendo el flujo de agua) disminuye la velocidad de sedimentación, pero también se reduce la velocidad horizontal. Existen clasificadores mecánicos de rastrillos y los clasificadores helicoidales, como se puede ver en la figura 2.20.

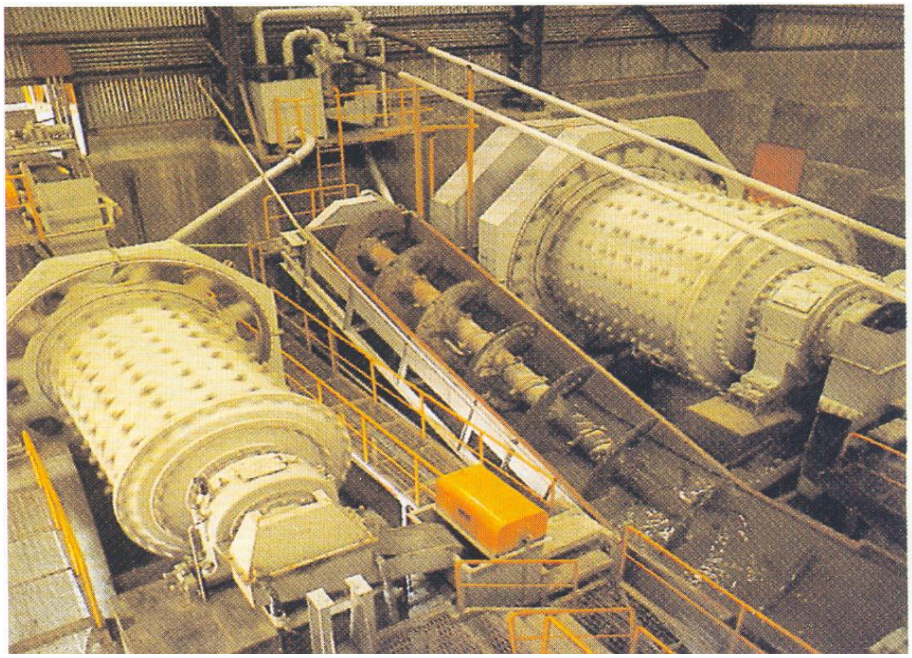


Figura 2.20. Clasificador helicoidal trabajando en circuito cerrado en una planta concentradora [Documento interno].

B) Clasificadores hidraulicos

El hidrociclón es un aparato estático como principio de funcionamiento utiliza fuerzas centrífugas para clasificar sólidos contenidos en una pulpa en suspensiones. Si los sólidos que alimentan al clasificador están suspendidos en aire, este se denomina simplemente ciclón.

Su uso es ampliamente difundido en las plantas metalúrgicas pudiendo realizar clasificaciones en rangos tan gruesos como de 600 micras y tan finos como los de 10 micras, compitiendo con tamices y centrífugas. Las principales ventajas que ofrecen son su fácil fabricación, su gran capacidad respecto al espacio que ocupa, su bajo costo y su facil manteninimiento.

Los hidrociclones tienen un diseño muy simple; tal como se puede observar en la figura 2.21:

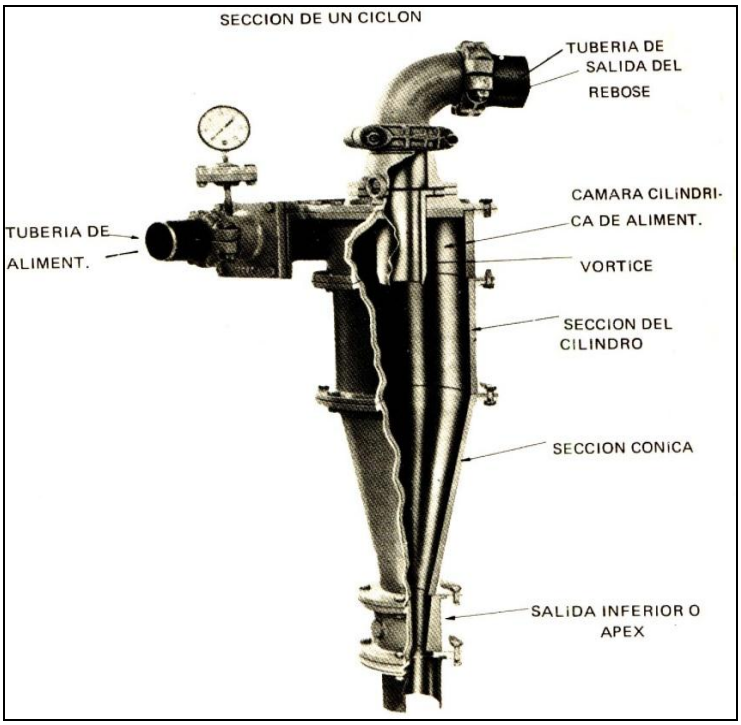


Figura 2.21. Sección o partes de un hidrociclón [73]. *Se visualiza las secciones de un hidrociclon.*

Operación de los hidrociclones.

La pulpa mineralizada conteniendo partículas de granulometría diversa, se alimenta al hidrociclón en forma tangencial a la altura de la parte cilíndrica, originando un torbellino a los largo del hidrociclón que arrastra partículas gruesas a la parte inferior del vértice cónico (apex).

La pulpa conteniendo partículas finas, es forzada a evacuar el hidrociclón por la parte superior (vortex), originado un torbellino secundario e interno que asciende por el núcleo central.

Según Juan Luis Bousso [10] las nuevas tendencias en la clasificación se centran principalmente en mejoras en el diseño y geometría de los equipos, así como en el empleo de los nuevos materiales constructivos aparecidos en los últimos años, especialmente cerámicos. Mención aparte merece la introducción masiva de la informática y la electrónica para la automatización, evaluación y control de la clasificación.

Nuevas ideas surgen cada día tratando de optimizar los diferentes procesos, habiendo aparecido alternativas o variantes a los circuitos de molienda sin cambios de los equipos principales, los molinos, en base a modificaciones en las etapas de clasificación. También la separación en distintas fracciones, previa a las etapas de concentración, supone una mejora, tanto desde el punto de vista metalúrgico como económico. Finalmente la presión mundial para evitar la degradación del medio ambiente esta obligando al tratamiento de los relaves generados en el tratamiento de los minerales; la clasificación juega un papel de importancia en este proceso como se visualiza en la figura 2.22.

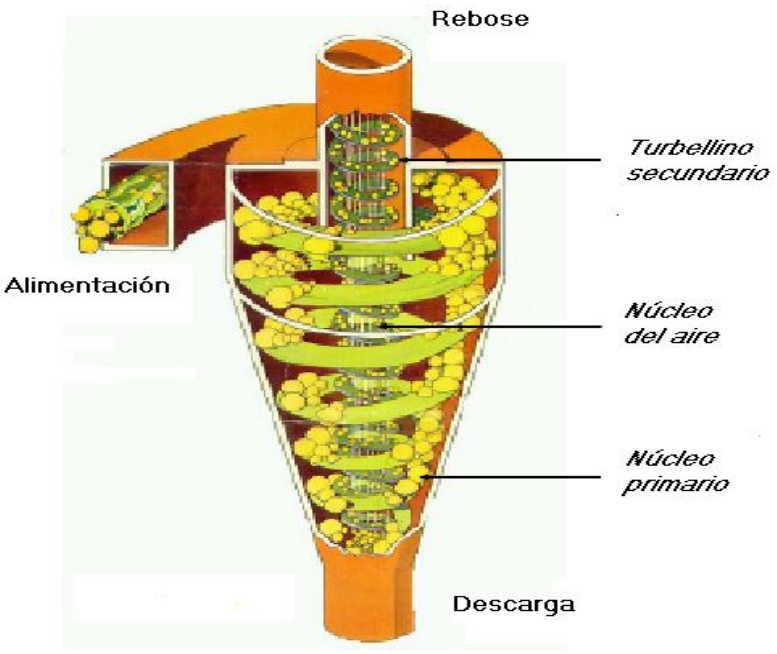


Figura 2.22. Principales corrientes de flujo dentro de un hidrociclón [39].

Curva real de performance de los hidrociclones.

La perfomance real de los hidrociclones según plitt [52] esta básicamente en función de la posición de trabajo y cómo están instalados los mismos en las plantas concentradoras tal como se ve dichas perfomances en la figura 2.23

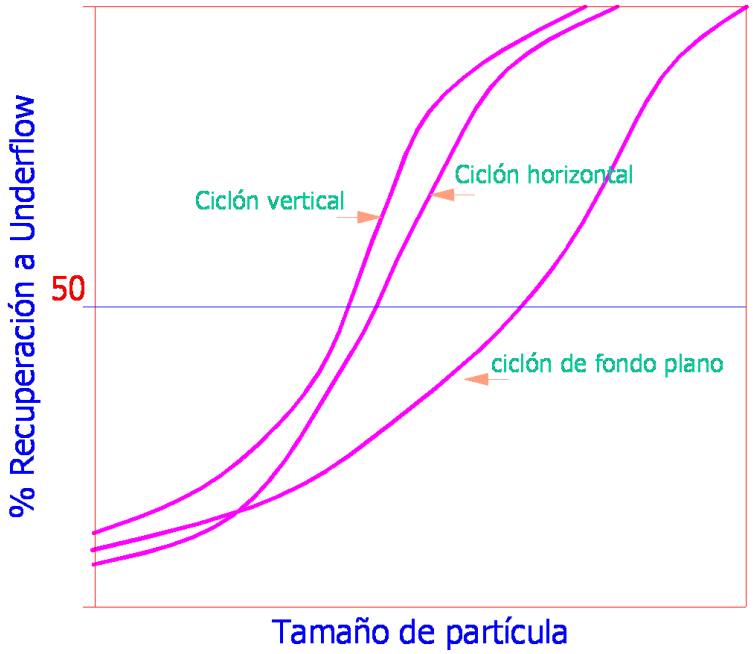


Figura 2.23. Curva real de performance de ciclones [39].

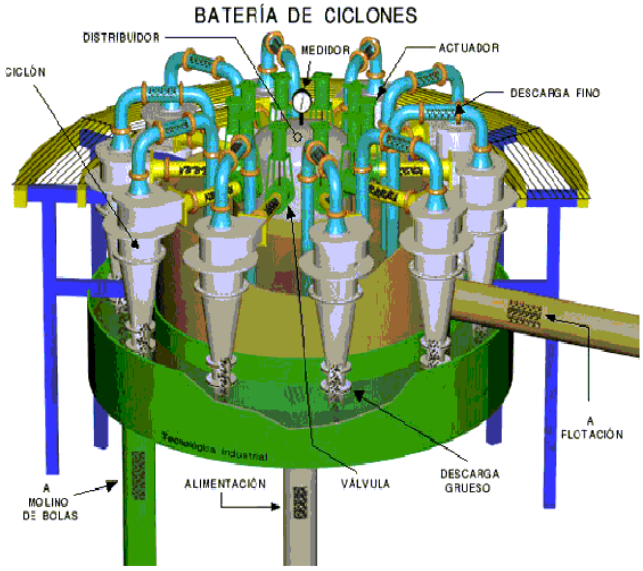


Figura 2.24. Bateria de hidrociclones [12]. *Se visualiza un conjunto de hidrociclones de menor diámetro.*

C) Zarandas de alta frecuencia

La tecnología de los cedazos vibratorios ha cambiado enormemente desde el estudio de E.W. Davis[19] en 1925; actualmente se tiene en el mercado los cedazos vibratorios que utilizan alta frecuencia y baja amplitud para lograr separaciones finas en rangos de ¼" hasta 200 mallas (75 micrones)

Entre las características principales de las zarandas de alta frecuencia se tiene que son equipos que trabajan con altas velocidades (entre 1800 a 3600 RPM), tienen motores integrales que no utilizan conexiones de transmisiones e imparten a las partículas hasta 8 fuerzas de aceleración "G" (según la clasificación que se requiera) en la superficie de las mallas, lo que permite tener eficiencias entre 80 % a 95 %, en sus separaciones; existe una variedad de modelos tanto para clasificación en seco como en húmedo así como diversos tipos de mallas en aceros (tipo sandwich

y piramide) o poliuretano con gran área abierta y son de auto limpieza.

Zaranda de Alta Frecuencia Stack Sizer

Aproximadamente desde el año 1999, Derrick Corporation Inc., inicia el desarrollo e investigación de un nuevo equipo y algunos años después lanza al mercado a la zaranda STACK SIZER, la cual es un desarrollo adicional de sus previos modelos y que también obtenían los mismos resultados, pero, con la diferencia que este equipo tenia mayor capacidad, lo cual lo hacia mas ventajoso a los equipos previos que eran de menor capacidad [1].

La zaranda Stack Sizer, está constituido por cinco deck instalados como máximo (pueden ser menos) en forma paralela y trabajan con amplitudes muy pequeñas y logra la separaciones de partículas con eficiencia de más de 85% se están utilizando mallas de uretano con aberturas finas hasta la malla 200 (75 micrones), las cuales tienen una área abierta efectiva de más de 40%. La duración de estas mallas depende del tipo de material que se trata, pero, están oscilando entre 6 a más de 12 meses, comparadas con las de acero que sólo duran de 3 a 5 días. Todas estas ventajas hacen de la zaranda de alta frecuencia Stack Sizer sea un equipo muy confiable en su operación y eficiencia.

El Stack Sizer es una máquina de tamizado de alta frecuencia, que vibra con movimientos en forma lineal diseñada para la separación de las partículas sólidas contenidas en una pulpa. Su configuración vertical consta de cinco niveles que reduce al mínimo el espacio requerido, mientras que maximiza la productividad. Se puede operar con un ángulo de inclinación del marco de la máquina entre 15 y 25 grados, según el requerimiento deseado.

Varias son las características de diseño que son necesarias para producir las máquinas de alta velocidad para la separación de las partículas finas. Estas características incluyen:

Dos motores vibradores unidos al marco superior de la máquina, que transfieren la vibración directamente a los marcos múltiples de la máquina, además esta posición sobre los decks de clasificación, maximizan las fuerzas G producidas y son transferidas directamente a las superficies de tamizado. La adecuada tensión de los cedazos da buenos resultados operativos, mejora la eficiencia y amplían la vida de los mismos, el sistema tensor de los cedazos, utiliza solamente pernos y grapas de recambio rápido, para aplicar la tensión uniforme a los cedazos [6].

Los alimentadores individuales para cada panel dan una distribución uniforme a la pulpa de la alimentación a través de los cedazos, y los elementos flotadores montados en la carcaza de la máquina aíslan el movimiento vibratorio de los bastidores. El mineral alimentado a los molinos es controlado por medio de balanzas electrónicas instaladas en las fajas las cuales registran el peso del mineral que esta siendo alimentado a cada molino.

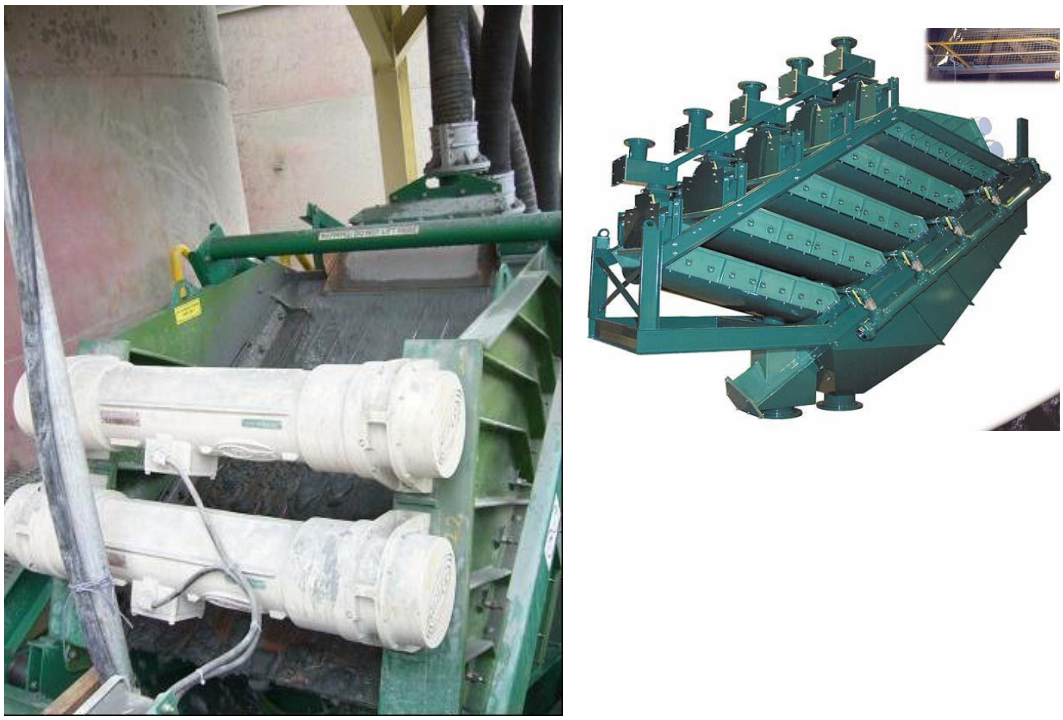


Figura 2.25. Zarandas de alta frecuencia [20].

Variables operativas

Los parámetros de trabajo, que tienen mayor acogida en las plantas son**:**

Malla de corte: Debería ser de 0.30 mm, una abertura más fina provocó alta carga circulante**, Velocidad del motor de la ZAF:** Se debe de operar con 1200 RPM, con esto se logra mayor eficiencia del equipo.

Densidades: Una densidad de 1500 gr/lt en la alimentación a la ZAF, logra una adecuada clasificación. Esto se puede visualizar en la figura 2.26.

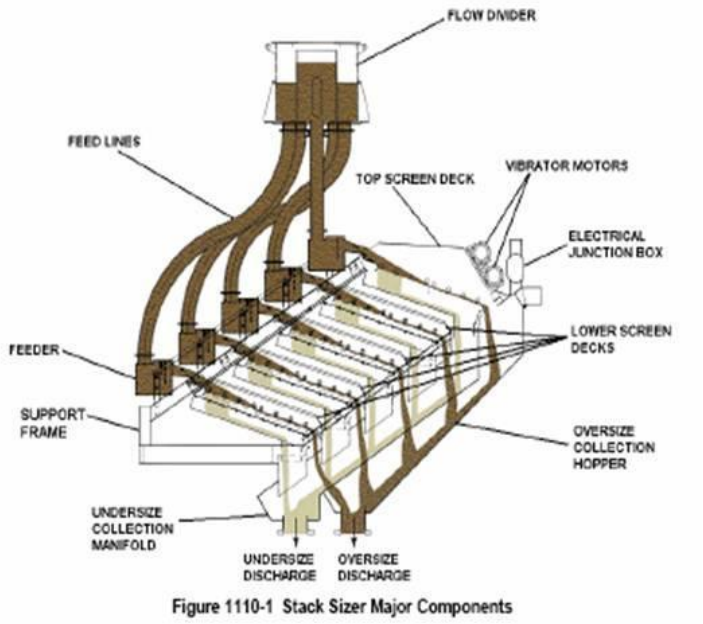


Figura 2.26. Variables operativas de las zarandas de alta frecuencia [20].

2.3. VARIABLES OPERATIVAS EN EL PROCESO DE MOLIENDA - CLASIFICACIÓN DE MINERALES.

En el proceso de molienda- clasificación de minerales, como se puede ver en la figura 2. 27 existen muchas variables operativas [60] que intervienen directamente en el rendimiento del proceso y que están en una relacion muy importante con la calidad de la molienda; entre ellas tenemos: el tonelaje de mineral alimentado al circuito, la cantidad de agua alimentada, la densidad de pulpa, el porcentaje de sólidos, la granulometría del mineral en el alimento, la granulometría del alimento en el producto, etc., etc.

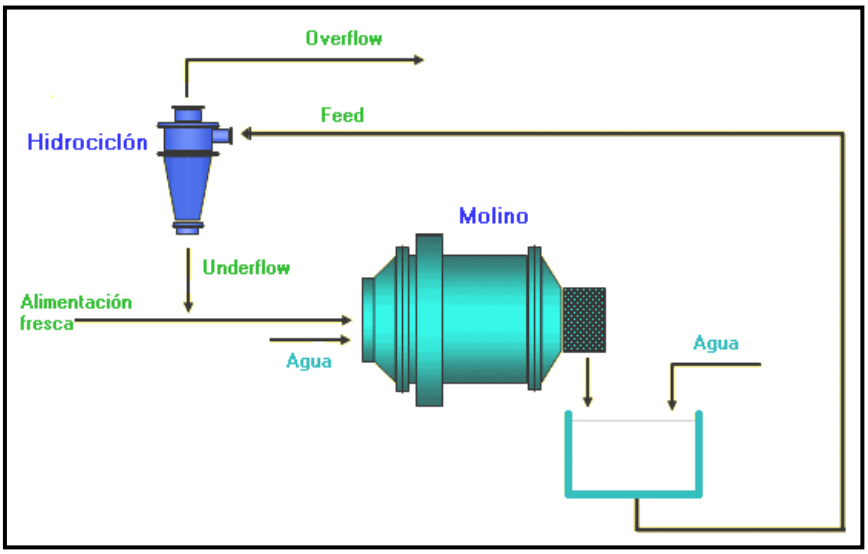


Figura 2.27. Circuito directo de molienda-clasificación de minerales [14].

2.3.1. Porcentaje de sólidos en el molino

El porcentaje de sólidos de la pulpa en el interior del molino, se regula normalmente con condiciones de agua, en general se desea obtener una pulpa, que no sea ni tan diluida, como para que las partículas no se adhieran a las bolas, ni tan espesas de modo que la alta viscosidad impida el choque de las bolas entre sí y con la carga.

2.3.2 Carga circulante

En la mayoría de las plantas concentradoras los molinos trabajan en circuito cerrado conjuntamente cerrando el circuito con un clasificador, preferentemente un hidrociclón, como se ve en la figura 2.27.

El mineral que descarga el molino se lleva a un cajón de agua donde se adiciona este líquido para bajar la densidad de la pulpa luego ésta se alimenta al clasificador mediante una bomba donde se separa en dos fracciones, el rebose que viene a ser los finos y la descarga que viene a ser prácticamente el underflow . La fracción fina se va al próximo proceso mientras que la fracción gruesa vuelve nuevamente como carga circulante al molino [16]**.** .

El objetivo de esta operación es incrementar la eficiencia de molieda-clasificación o en otras palabras incrementar la calidad de molienda, ya que las partículas que están ya liberadas deberian irse al proceso de flotacion y las que aún faltan liberar deberían regresar nuevamente a molienda La Figura 2.28 muestra el circuito de molienda – clasificación.

En un circuito molienda-clasificación se denomina carga circulante, aquella porción gruesa que proviene de la descarga del clasificador y es

alimentado nuevamente al molino.

Si se designa por M la alimentación fresca al molino, la razón de la carga circulante (CC) será:

$$CC = \frac{D}{M} \tag{2.4}$$

Haciendo un balance de sólidos completo en el circuito de molienda-clasificación resulta:

$$M = R \tag{2.5}$$

Haciendo un balance de sólidos en el molino:

$$M + D = F \tag{2.6}$$

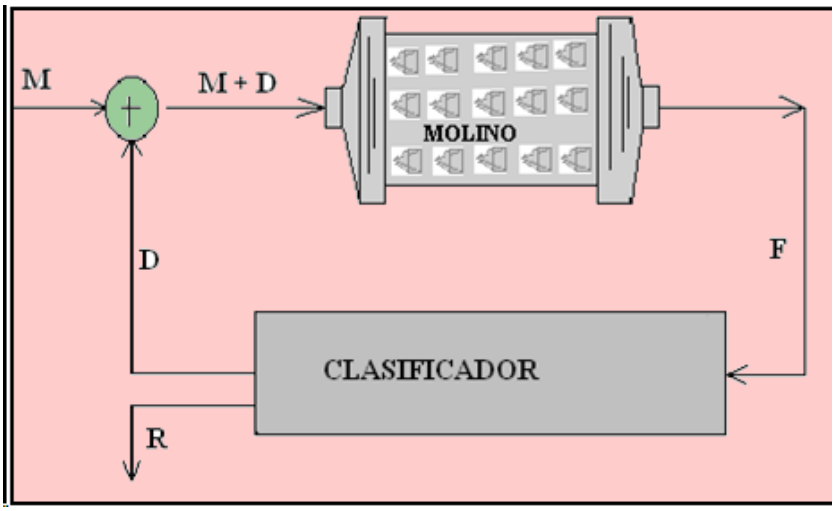


Figura 2.28. Circuíto cerrado de molienda-clasificación de minerales [73].

Reemplazando la ecuación 2.5 en la ecuación 2.4, la razón de carga circulante resulta ser:

$$CC = \frac{D}{R} \tag{2.7}$$

Combinando los balances y tomando en cuenta las fracciones en cada malla, reemplazando estos valores en la ecuación 2.7 se puede asegurar que:

$$CC = \frac{f_R(x) - f_F(x)}{f_F(x) - f_D(x)} = \frac{F_R(x) - F_F(x)}{F_F(x) - F_D(x)} = \frac{R_R(x) - R_F(x)}{R_F(x) - R_D(x)} \quad (2.8)$$

Y finalmente haciendo las operaciones algebraicas por fracciones:

$$CC = \frac{(X_R - X_F)X_D}{(X_F - X_D)X_R} \quad (2.9)$$

Entonces se puede definir con precisión, que la carga circulante en el circuito de molienda-clasificación se puede cálcular mediante los datos de un análisis granulométrico o mediante las determinaciones de las densidadades de pulpa en en cada flujo del clasificador, tanto en la alimentación, descarga y rebose del clasificador.

2.3.3. Tonelaje de alimento de mineral.

La cantidad de carga que se alimenta al molino debe ser controlada, procurando que la carga sea lo máximo posible. Si se alimenta poca carga se perderá capacidad de molienda y se gastarán inútilmente bolas y chaquetas. Si se alimenta demasiada carga se sobrecargará el molino y al descargarlo se perderá tiempo y capacidad de molienda. Las pérdidas de tonelaje en el molino son ocasionadas también por:

- Paradas innecesarias del molino
- Mal funcionamiento de las fajas de alimentación
- Fajas de alimentación descentradas

2.3.4. Suministro de agua.

Cuando el mineral y el agua ingresan al molino forman un barro liviano llamado **pulpa,** que tiene la tendencia de pegarse a las bolas o barras, por otro lado el agua ayuda avanzar el mineral molido.

Cuando se tiene en exceso la cantidad de agua en el molino lava las

barras o bolas, y cuando éstas caen se golpean entre ellas y no muelen nada. Además el exceso de agua, desaloja demasiado rápido el mineral molido y no da tiempo a moler, saliendo la carga muy gruesa.

Cuando hay poco agua el mineral molido avanza lentamente y la pulpa se vuelve espeso y se impregna alrededor de las barras o bolas, impidiendo buenos golpes de molienda, esto porque la pulpa amortigua dichos golpes. El exceso de agua en la molienda da como resultado:
molienda gruesa, aumento de costo de producción, densidad baja, menor eficiencia de molienda, bajo tonelaje de procesamiento del molino. Por otro lado, la falta de agua en un molino ocasiona:

molienda gruesa y mala, paradas obligatorias del molino , densidad elevada de molienda , molienda deficiente porque el barro se pega a las bolas amortiguando los golpes , perdidas de tonelaje de procesamiento en el molino.

2.3.5. Carga de bolas o barras.

Es fundamental que el molino siempre tenga su carga normal de medios moledores, porque las barras y bolas se gastan y es necesario reponerlas. El consumo de las barras y bolas dependen del tonelaje de mineral tratado, dureza del mineral, tamaño del mineral alimentado y la finura que se desea obtener en la molienda. Según Jorge Menacho [45] hay que hacer un estudio del tiempo de reposicion de las bolas gastadas diariamente, pero las experiencias de la mayoría de los ingenieros de planta y las estadísticas llevadas indican que en la primera guardia debe reponerse el peso de bolas consumidas del día anterior.

Cuando el molino tiene exceso de bolas, se disminuye la capacidad del molino, ya que éstas ocupan el espacio que corresponde a la carga.
Cuando la carga de bolas está por debajo de lo normal, se pierde capacidad moledora porque habrá dificultad para llevar al mineral a la granulometría adecuada.

Según estudios hechos por Austin [4] la figura 2.29 muestra los resultados de potencia por tonelada de medio de molienda como función de *J*. El resultado no se ajusta a la relación de Bond [8] de (1-0.937*J*)

Por lo tanto se propone que la ecuación de Bond [8] sea usada para molinos grandes, D>2 m y que para molinos más pequeños, usados en el modo discontinuo y en seco, se utilice la siguiente ecuación para la ***potencia neta***

$$m_p / M = 13.0 D^{0.5} \left(\frac{(\varphi_c - 0.1)}{1 + exp[15.7(\varphi_c - 0.94)]} \right) \frac{(1-0.937J)}{(1+5.95J^5)} \ , \ kW/ton$$

Donde *D* está dado en metros y *M* en toneladas métricas. Esta ecuación es válida para la potencia neta en la molienda discontinua seca, mientras que la ecuación de Bond es válida para la potencia en el eje, en molienda continua húmeda de molinos de rebalse. Se realizó un experimento con un molino de 0.82 m de diámetro interior por 1.53 m de largo, provisto de rodamientos hidráulicos, que consistió en operar el molino en forma discontinua en seco y continua en circuito abierto y en húmedo, a los mismos valores de *J* y ϕc. Se comprobó que la operación continua dio un valor de potencia 1.07 veces mayor a la operación discontinua y que debía agregarse otro factor de 1.10 para tranformar la potencia neta en potencia en el eje.

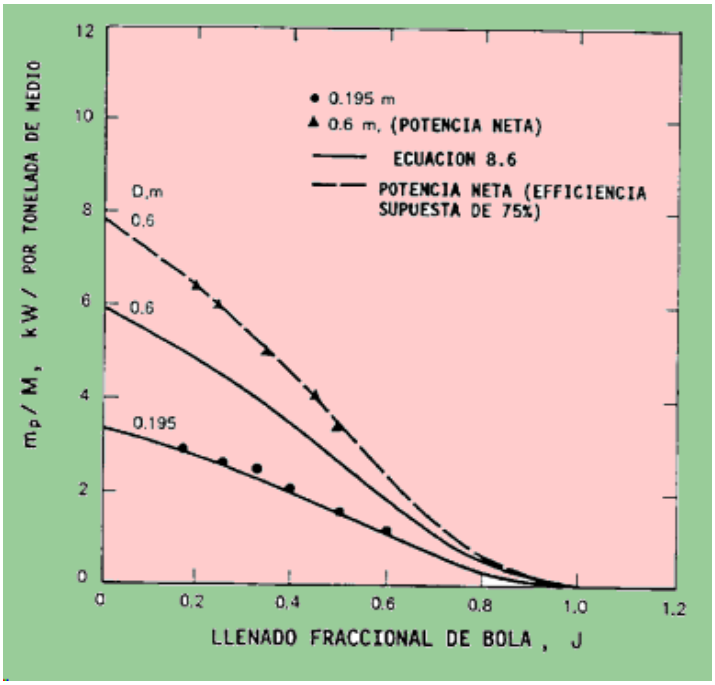


Figura 2.29. Potencia neta por tonelada métrica de medios de molienda como función de la carga de bolas a 70% de la velocidad crítica para molinos de laboratorio [4]

2.3.6. Condiciones de los blindajes o forros de los molinos.

Es conveniente revisar periódicamente la condición en que se encuentran los blindajes, si están muy gastados ya no podrán elevar las bolas a la altura suficiente para que puedan trozar al mineral grueso [70].

La carga de bolas y la condición de los blindajes se puede controlar directamente por observación o indirectamente por la disminución de la capacidad de molienda y por análisis de mallas del producto de la molienda.

Los blindajes de los molinos Llamados también forros, chaquetas son las caras de trabajo interna del molino en contacto con la carga como se visualiza en la figura 2.30.

El objetivo principal de estos dispositivos es proteger la carcasa del

molino y elevar la carga compuesto por la carga moledora y el mineral.

El material con que son fabricados generalmente es de acero al manganeso, la que le provee alta resistencia al impacto, son renovables, tienen formas onduladas y son lisos en las caras.

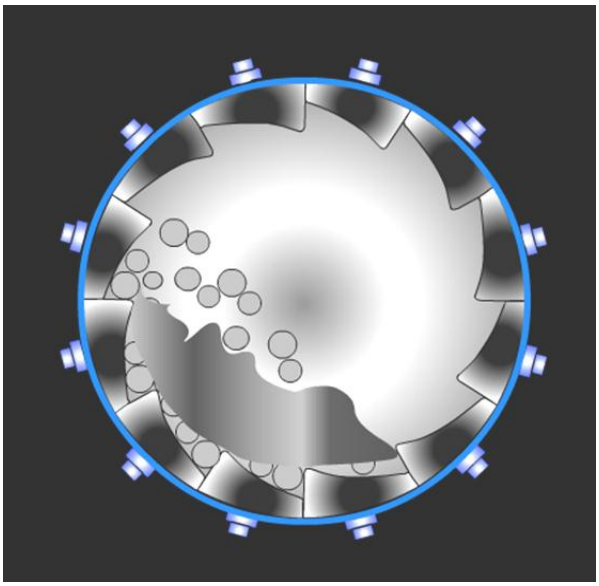


Figura 2.30. Vista de los blindajes de los molinos [Documento interno]

2.3.7. Tiempo de molienda (Tiempo de residencia en el molino).

La permanencia del mineral dentro del molino determina el grado de finura de las partículas liberadas. El grado de finura está en relación directa con el tiempo de permanencia en el interior del molino. El tiempo de permanencia se regula por medio de la cantidad de agua añadida al molino.

Según Leonard Austin [4] y Jorge Menacho [45] han demostrado en la práctica que el conocimiento estadístico del tiempo de permanencia de las diversas “partículas” en el molino es suficiente para completar el modelo de la molienda contínua. Se ha elegido como parámetro representativo el tiempo de residencia ***de las partículas en el molino, describiendo el movimiento de éstas mediante la*** función de ***distribución de tiempos de residencia (DTR)***.

Desde un punto de vista teórico la función de distribución de tiempos de residencia de las partículas en un molino podría ser deducida de las ecuaciones que describen la tranferencia de masa en el molino, la que está asociada al transporte de material desde que entra hasta que sale del equipo. Desafortunadamente, los estudios de transporte de masa en los molinos no han progresado al punto de entregar información suficiente para su predicción. Por esta razón, es necesario obtener la información de distribución de tiempos de residencia en forma experimental.

La función DTR puede ser determinada experimentalmente mediante la adición de un trazador junto a la alimentación del molino. Un trazador es una pequeña porción de una sustancia que se comporta en forma similar al material de alimentación y que posee una propiedad que lo distingue de él y que permite su detección a la salida del molino. Dependiendo del sistema se pueden utilizar trazadores cuya propiedad a medir es la conductividad, la absorbancia de la luz, la concentración de un determinado catión, la radioactividad u otra. Por esta razón, diferentes trazadores requieren diferentes técnicas experimentales. Entre los factores que deben ser considerados para la selección del trazador para una determinada aplicación se puede mencionar (1) la disponibilidad del trazador y del equipo de detección, (2) el límite de detección a baja concentración, (3) propiedades físicas similares a las del material que se transporta y (4) no debe reaccionar químicamente ni debe absorberse en las paredes del equipo o en las partículas del material.

Trazadores utilizados en molinos industriales

En la molienda húmeda frecuentemente se supone que la densidad de la pulpa en el molino es igual a las de la entrada y salida del molino, y que la DTR de las partículas sólidas es igual a la del agua. Bajo estas suposiciones basta determinar la DTR del agua, lo que se logra fácilmente usando cloruro de sodio (NaCl) como trazador y detectando la

conductividad del agua a la salida del molino. En molinos industriales húmedos basta con lanzar un saco de papel conteniendo la sal directamente dentro del molino y tomar muestras de la descarga, dejando decantar el sólido y midiendo la conductividad de la solución. Otro trazador que se utiliza para determinar la DTR del agua en molinos es el sulfato de cobre, con determinaciones colorimétricas de las muestras y trazadores radioactivos líquidos, con medición de la radiación emitida. La mayoría de los trazadores radioactivos líquidos se obtienen por irradiación directa de sales y otros compuestos en un reactor nuclear y son emisores de radiación gamma.

2.3.8. Velocidad periférica del molino (Velocidad de operación del molino)

Tiene un efecto decisivo sobre la acción de molienda

Velocidad demasiado baja: no hay efecto de cascadeo.

Velocidad demasiado alta: las bolas quedarían adheridas a la pared del cilindro por la fuerza centrífuga (velocidad crítica).

Molino de bolas: 65 – 75 % de la velocidad crítica.

Molino de barras: Max. 70% de la velocidad crítica.

Velocidad crítica (Nc) [12].

$$Nc = 76.63/\sqrt{D} \qquad (2.10)$$

Donde: D = Diámetro interior del molino en pies

$$Nc = 42.3/\sqrt{D} \qquad (2.11)$$

Donde: D = Diámetro interior del molino en metros

2.3.9. Tamaño de partición del clasificador (d50)

El d50 representa un tamaño de partícula del mineral alimentado al

clasificador, la cual tiene la posibilidad de un 50 % ir al underflow y el otro 50 % en el overflow del clasificador. Como ejemplo, se tiene lo siguiente; que si el d50 de un clasificador es de 150 micras, entonces significa que partículas finas menores al d50 pasan a la fracción gruesa y viceversa. Con el fin de determinar cuán alejado del comportamiento ideal opera el clasificador, se hace uso de la curva de partición o curva de Tromp.

Determinación del tamaño del corte de clasificación

La siguiente metodología es la más utilizada en la actualidad por estar respaldada por una gran cantidad de pruebas experimentales.

$$d_{50c} = 2.837 \times F_1 \times F_2 \times F_3 \times D_c^{0.66} \qquad (2.12)$$

Donde:

d_{50c} = Es el tamaño de corte en µm a la que debe trabajar el hidrociclón en la operación industrial.

F_1 = Factor de corrección para la densidad del sólido alimentado al hidrociclón**.**

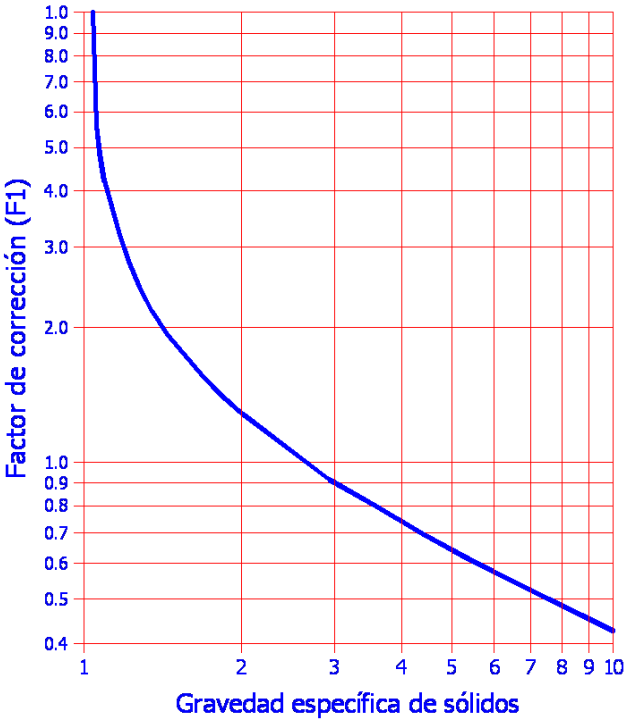
F_2 = Factor de corrección para el porcentaje de sólidos en el volumen alimentado al hidrociclón.

F_3 = Factor de corrección para la presión de alimentación al hidrociclón.

Dc = Diámetro interno de la sección cilíndrica del hidrociclón (cm).

Factor de corrección de gravedad específica de sólidos en agua

Se corrige de acuerdo a la gravedad especifica del mineral se puede visualizar en la figura 2.31.



$$F_1 = \left(\frac{1.65}{G_S - G_L} \right)^{0.5}$$

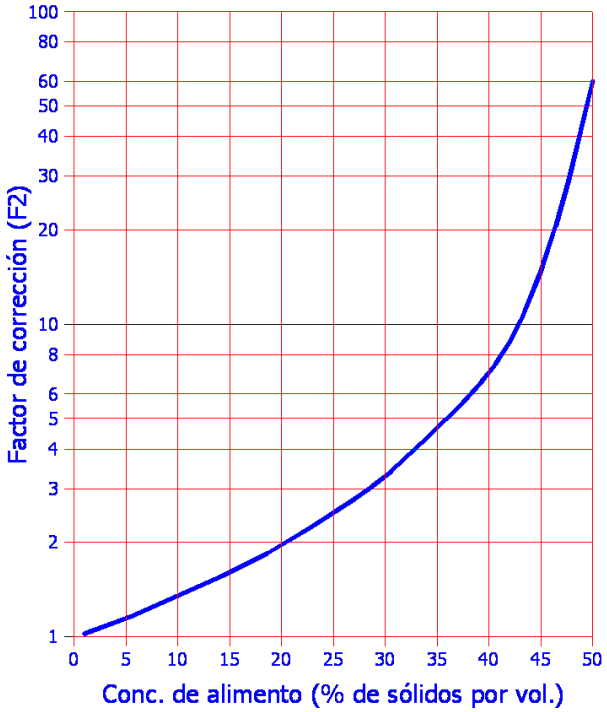
G_S: Gravedad específica de sólidos.

G_L: Gravedad específica del líquido.

Figura 2.31. Gráfica para determinar el factor de corrección de la gravedad específica de sólidos en agua [39].

Factor de corrección para concentración de alimentación.

Se utiliza para corregir la concentración de la alimentación al clasificador y se puede visualizar en la figura 2.32.



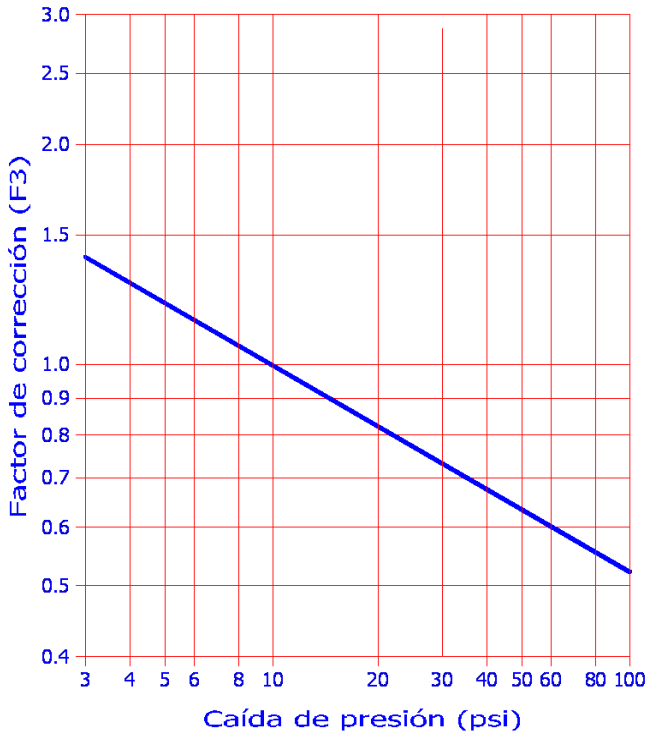
$$F_2 = \left(\frac{53 - V}{53}\right)^{-1.43}$$

V: Concentración de sólidos en el alimento por volumen

Figura 2.32. Gráfica para determinar el factor de corrección para la concentración de la alimentación [39].

Factor de corrección por caída de presión.

Se utiliza para corregir la caída de presión de alimento del mineral al hidrociclón. Se visualiza la gráfica en la figura 2.33.



$$F_3 = 3.27 x \Delta P^{-0.28}$$

ΔP:Caída de presión, KPa.

Figura 2.33. Gráfica para determinar el factor de corrección de la caída de presión [39].

2.3.10. Curva de partición

En una operación de clasificación perfecta o ideal los productos de la descarga y del rebose del clasificador quedan separados en forma perfecta, tal que la descarga contenga todo el producto mayor que cierta malla y el rebose todo el material menor a esa malla llamada malla de liberación.Esto no ocurre nunca en la práctica.

Esto se puede observar en la figura 2.34 que se da para la alimentación y si se considera un tamaño de corte del mineral a clasificar:

Pero en la realidad puede suceder lo que se indica en las figuras 2.34 y 2.37:

Por esta razón es importante el criterio de eficiencia de clasificación y dependerá de la magnitud de esa proporción para cada tamaño de partícula.

Defininiendo, como "eficiencia diferencial" a la fracción en peso de cada tamaño de la alimentación que por la clasificación va a la descarga. Por lo tanto la eficiencia para el tamaño x será:

$$E(x) = \frac{D}{A}\frac{f_D(x)}{f_A(x)} \tag{2.13}$$

Reemplazando la ecuación (2.13) en la ecuación (2.9) para D/A se obtiene:

$$E(x) = \frac{[f_R(x) - f_A(x)]}{[f_R(x) - f_D(x)]}\frac{f_D(x)}{f_A(x)} \tag{2.14}$$

Graficando E(x) en función de x según la ecuación (2.14) se obtiene la curva de la figura 2.34.

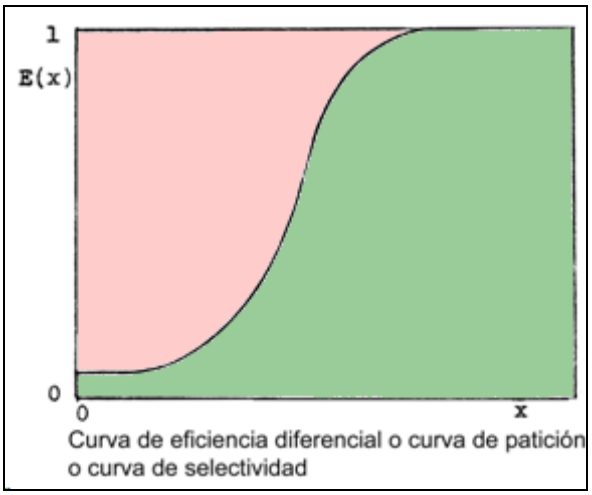


Figura 2.34. Curva de eficiencia de partición de un clasificador [73].

La eficiencia calculada para cada tamaño mediante la ecuación (2.13) se denomina eficiencia diferencial (o selectividad), y la curva obtenida que viene a ser la curva de eficiencia diferencial o curva de partición o también llamada curva de selectividad [40].

Curva de partición corregida

Es necesario indicar que, en la mayoría de los casos las curvas de eficiencia diferencial no bajan a cero para tamaños pequeños, si no que convergen asintóticamente hacia un valor pequeño pero finito. Esto se interpreta como que la descarga contiene siempre una cierta cantidad de mineral fino, tal como se observa en la figura 2.35:

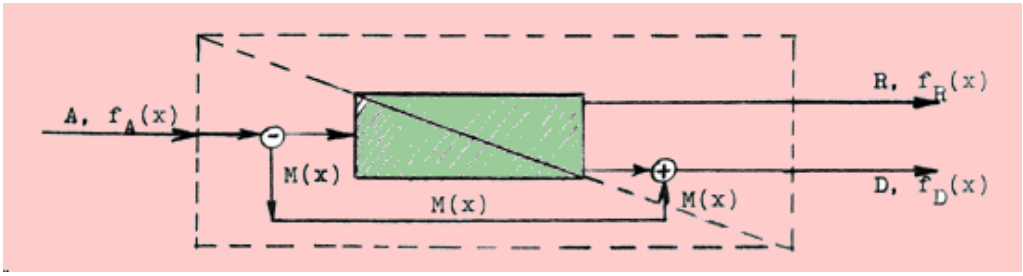


Figura 2.35. Esquema de un cortocircuito en un clasificador [73].

El cortocircuito o llamado también el by-pass del clasificador se da sobre todo por la acción mecánica del agua ya que los finos que deberían ir en el overflow una porción de ella se va a la descarga y los gruesos que deberían ir a las arenas una porción se va al overflow.

La cantidad de mineral alimentado al clasificador que participa del cortocircuito debe ser proporcional a la fracción de finos de la alimentación que aparece en la descarga, ya que ese fino está allí exclusivamente debido al cortocircuito. Por otra parte, como el mineral del cortocircuito tiene la misma composición que la alimentación, el debe ser

proporcional a la fracción total de cada tamaño que existe en la alimentación. Esto se puede observar claramente en el esquema que se da en la Figura 2.37.

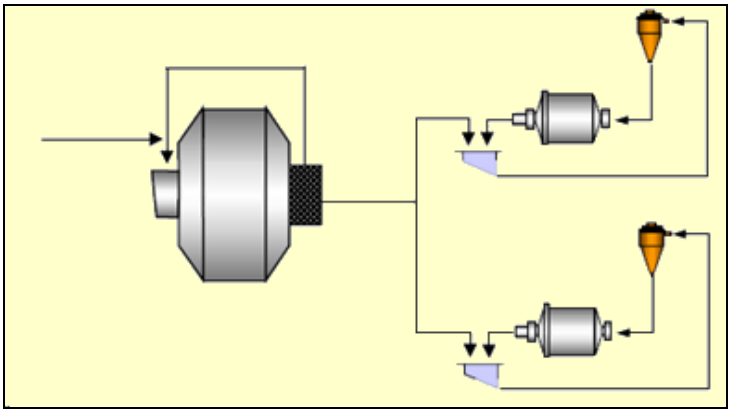


Figura 2.36. Esquema básico del trabajo de un clasificador [20].

Denominando como x_n la malla más pequeña que se usa para realizar el análisis granulométrico y suponiendo que los tamaños menores a x pasan a la descarga por cortocircuito solamente. La cantidad total de material menor a x_n en la alimentación y en la descarga son respectivamente $AF_A(x_n)$ y $DF_D(x_n)$, tal que $M(x)$ será:

$$M(x) = \frac{DF_D(x_n)}{AF_A(x_n)} AF_A(x) = \frac{DF_D(x_n)}{F_A(x_n)} F_A(x) \qquad (2.15)$$

La existencia del mineral M(x) no clasificado hace necesario modificar la expresión de la eficiencia diferencial para que esta se ajuste a la definición dada. Denominado "eficiencia diferencial corregida $E_c(x)$"**(o función clasificación)** a la expresión dada por:

$$E_c(x) = \frac{D}{A}\frac{f_D(x) - M(x)}{f_A(x) - M(x)} \qquad (2.16)$$

Reemplazando en la ecuación (2.16) y dividiendo toda la expresión resultante por $AF_A(x)$ se obtiene:

$$E_c(x) = \frac{\frac{Df_D(x)}{Af_A(x)} - \frac{DF_D(x_n)}{AF_A(x_n)}}{1 - \frac{DF_D(x_n)}{AF_A(x_n)}} \qquad (2.17)$$

Por analogía con la ecuación 2.16 se obtiene la siguiente expresión:

$$\bar{E}(0, x_n) = \frac{D\,F_D(x_n)}{A\,F_A(x_n)} \qquad (1.18)$$

Mediante esta relación y la ecuación (2.17), la eficiencia corregida o función clasificación, puede ser escrita en la forma siguiente:

$$E_c(x) = \frac{E(x) - \bar{E}(0, x_n)}{1 - \bar{E}(0, x_n)} \qquad (2.19)$$

Graficando la ecuación (2.19) se obtiene la curva que se da en la figura 2.37.

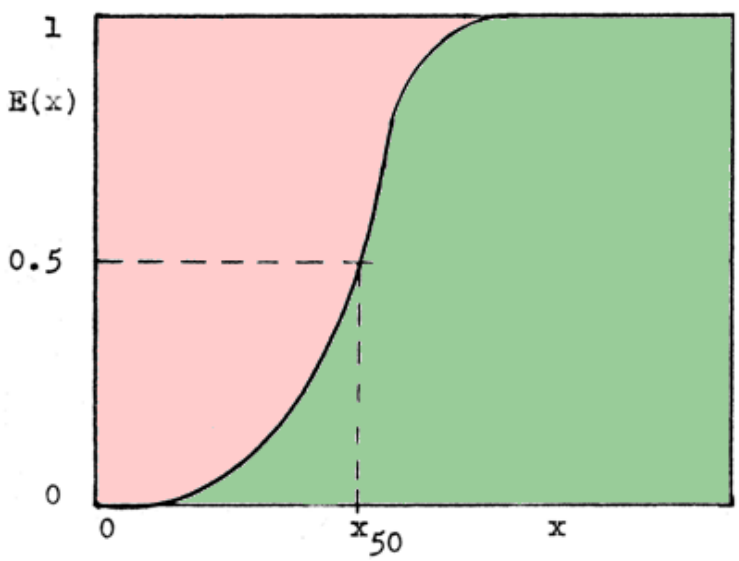


Figura 2.37.Eficiencia diferencial corregida o función clasificación [73].

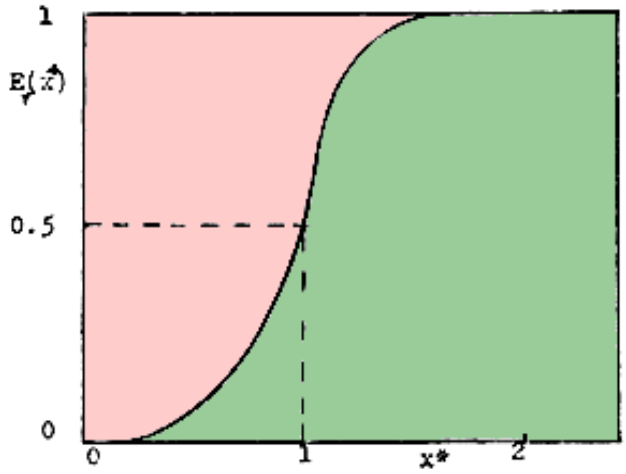
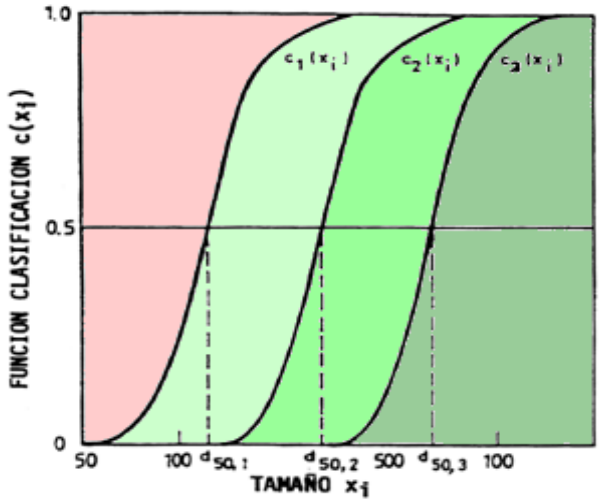


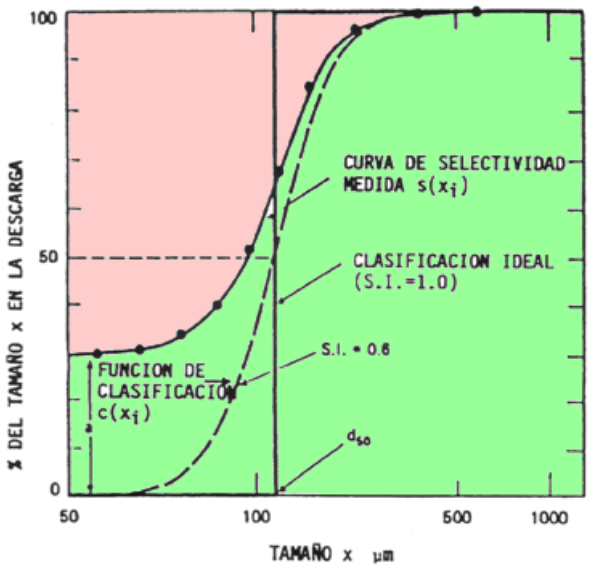
Figura 2.38. Curva de eficiencia reducida con x'=x/x50 o función clasificación reducida [73].

A pesar que la curva de eficiencia diferencial corregida representa cuantitativamente la operación de la clasificación de los minerales, ella tiene limitaciones en cuanto a su uso, ya que es aplicable solamente a una condición de operación. Existe un medio de generalizar la curva de partición y hacerla válida para un clasificador y un determinado mineral, en cualquier condición de operación. Esto se lleva a cabo mediante el uso de un tamaño adimensional y esto se puede visualizar en la figura 2.39.



Curvas de clasificacón para un clasificador y el mismo material a diferentes condiciones de operación

Figura 2.39. Curvas de clasificación para un clasificador y el mismo material a diferentes condiciones de operación [73].



Curvas de selectividad y clasificacion de un hidrociclón. El tamaño corresponde al limite superior de intervalos de la serie raiz de 2.

Figura 2.40.Curvas de selectividad del clasificador [73].

Al tamaño de partición de las partículas llamado d50 se le da la nomenclatura de (X_{50}) que viene aser la porción de este tamaño que tiene el 50% la probabilidad de ir al resbose del clasificador y el otro 50% tiene la probabilidad de ir a las arenas. En la curva de partición es el tamaño que corresponde a una eficiencia de 0.5; entonces:

$$E_c(x_{50}) = 0.5 \tag{2.20}$$

Si los valores de la abscisa de la figura (2.40) se dividen por el (X_{50}) , entonces se obtiene la curva de “eficiencia reducida". Ahora se tiene la siguiente relacion:

$$x^* = \frac{x}{x_{50}} \quad E_r = E_r(x^*) \tag{2.21}$$

Con $E_r(1) = 0.5$

La eficiencia reducida o función clasificación reducida (algunos investigadores como Leonel Figueroa y Jaime Sepulveda [24]. lo expresan

de la siguiente forma c(xº) es característica del clasificador y del mineral, pero es independiente de las condiciones de operación, esto se puede observar en figuras 2.38 y 2.40.

2.3.11. Eficiencia de clasificación.

De acuerdo a lo que manifiesta Leonard Austin [4], La eficiencia global del circuito de molienda es afectada notoriamente por la efi ciencia de separación del clasificador.

Por lo tanto ésta es la razón de suficiente importancia como para justificar el desarrollo de modelos matemáticos adecuados, capaces de describir el comportamiento de los hidrociclones y/u otras unidades industriales de clasificación operando en circuitos cerrados de molienda-clasificación, con miras a la optimización global del proceso.

Las figuras 2.21 y 2.22 muestran esquemáticamente el recorrido típico de las partículas finas y gruesas dentro de un hidrociclón. Se observa en general que para el caso de un mineral con densidad homogénea, las partículas gruesas y finas serán separadas por efecto de la fuerza centrífuga y de la gravedad. Dentro del hidrociclón la masa de agua y de partículas minerales la eficiencia diferencial, nos permite saber qué proporción de cada tamaño contenido en la alimentación es clasificado en la descarga o rebalse. Suponiendo que el objetivo es clasificar el material en forma tal, que la fracción mayor que un tamaño xs vaya a la descarga mientrasque la fracción menor pase al rebose.Una operación perfecta cumpliría las siguientes condiciones: FD(xs)=0, RD(xs)=1, FR(xs)=1, RR(xs)=0; lo que implica una recta vertical sobre x_s como curva de partición.

Por lo tanto se puede asegurar que mientras más inclinada sea la sección central de la curva de partición menos eficiente será la operación. En muchas ocasiones la sección es aproximadamente una recta y la

calidad de la separación se representa mediante el parámetro **índice de selectividad** $S.I$, definido porla siguiente ecuación:

$$S.I = x_{25}/x_{75} \tag{2.22}$$

Donde:

$$E_c(x_{25}) = c(x_{25}) = 0.25 \text{ y} \tag{2.23}$$

$$E_c(x_{75}) = c(x_{75}) = 0.75 \tag{2.24}$$

Para una clasificación ideal $S.I = 1$ mientras que $S.I = 0$ cuando no hay clasificación y el equipo actúa como un partidor de muestra. Esto se puede observar en la figura 2.40.

En base a los parámetros $S.I$ y x_{50} se ha desarrollado varias ecuaciones para representar la función clasificación reducida o eficiencia reducida, de las cuales tres de ellas se puede ver en lo siguiente:

1. **Ecuación Rosin-Rammler.**

Plitt [51] y Reid [56], han utilizado una expresión basada en la ecuación de Rosín-Rammler [61] que, se puede escribir en la forma siguiente:

$$c(x_i) = 1 - \exp\left(-(x_i/x_0)^{\lambda}\right) \tag{2.25}$$

Dónde.

$$x_0 = x_{50}\,(0.693)^{-1/\lambda} \tag{2.26}$$

$$\lambda = 1.5725/\ln S.I \tag{2.27}$$

2. **Ecuación de Lynch**

Lynch y Rao [40], utiliza la siguiente ecuación:

$$c(x_i) = \frac{\exp[\lambda x_i^*] - 1}{\exp[\lambda x_i^*] - \exp(\lambda) - 2} \tag{2.28}$$

Dónde.

$$x_i^* = (x_i/x_{50}) \tag{2.29}$$

$$S.I = \frac{\ln\left[\frac{\{\exp(\lambda)+2\}}{3}\right]}{\ln[3\exp(\lambda)-2]} \tag{2.30}$$

En la que λ es el parámetro variable que describe completamente la forma de la curva y su determinación se realiza a partir de $S.I$ mediante aproximaciones sucesivas.

3. Ecuación logística en ln(x)

Molerus [47] y Finney [22], propusieron una función de la siguiente forma:

$$c(x_i) = \frac{1}{1+\exp(X-A)^B} \tag{2.31}$$

Haciendo $$X = \ln(x), A = \ln(x_{50}) \text{ y } B = -\lambda \tag{2.32}$$

Se tiene:

$$c(x_i) = \frac{1}{1+(x_i^*)^{-\lambda}} \tag{2.33}$$

Donde

$$\lambda = \frac{2.1972}{\ln(S.I)} \tag{2.34}$$

2.4 MODELOS MATEMÁTICOS DE CIRCUITOS CONVENCIONALES DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN DE MINERALES

2.4.1 Modelo simplificado en términos de granulometrías retenidas parciales

Catoni, Jofré y Menacho [13] han desarrollado una formulación del modelo simplificado de la molienda en régimen estacionario, en términos de las granulometrías diferenciales o retenidas parciales. La importancia de esta derivación es que permite obtener una solución cerrada del balance de masas en cualquier circuito de molienda - clasificación cerrado

con hidrociclones u otro clasificador. Dado:

$$P_{Ri} = F_{Ri}\left(1 + \frac{S_i^E \overline{E}}{N}\right)^{-N} \tag{2.35}$$

Donde P_{Ri} y F_{Ri} son las granulometrías acumuladas retenidas sobre la malla i. El resto de los símbolos tiene el mismo significado explicitado antes. Se define la matriz diagonal $\underline{\underline{S}}$, como sigue:

$$\underline{\underline{S}} = \begin{cases} S_{ij} = 0 & si \quad i \neq j \\ S_{ij} = \left(1 + \dfrac{S_i^E \overline{E}}{N}\right)^{-N} & si \quad i = j \end{cases} \tag{2.36}$$

Con lo que el modelo simplificado matricial es:

$$\underline{P}_R = \underline{\underline{S}} \cdot \underline{F}_R \tag{2.37}$$

Adicionalmente, se define la matriz de transformación R como:

$$\underline{\underline{R}} = \begin{cases} r_{ij} = 1 & si \quad i \geq j \\ r_{ij} = 0 & si \quad i \langle \; j \end{cases}$$

Luego, la transformación desde acumulado retenido a retenido parcial se puede expresar como:

$$\begin{aligned} \underline{P}_R &= \underline{\underline{R}} \cdot \underline{p} \\ \underline{F}_R &= \underline{\underline{R}} \cdot \underline{f} \end{aligned} \tag{2.38}$$

Donde $\underline{p}$ y $\underline{f}$ son los vectores de granulometría retenida parcial en la descarga y alimentación del molino, respectivamente. Reemplazando 2.38 en 2.37, se tiene que:

$$\underline{\underline{R}} \cdot \underline{p} = \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{f} \tag{2.39}$$

Multiplicando por la izquierda por $\underline{\underline{R}}^{-1}$ se obtiene:

$$\underline{p} = \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{f} \tag{2.40}$$

Ecuación que representa el modelo matemático simplificado de molienda en términos de granulometrías retenidas parciales.

2.4.2 Circuito molienda-clasificación generalizado

Para un circuito de molienda-clasificación cerrado con pre y post clasificación (Figura 2.41), las ecuaciones del balance de materiales son:

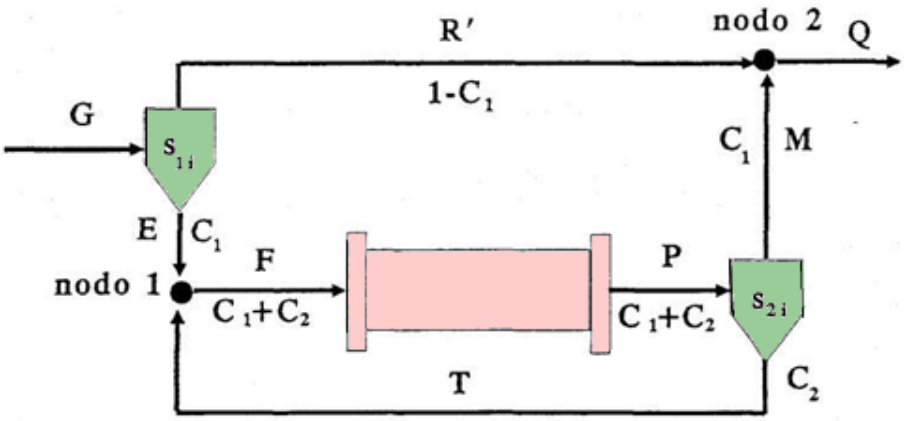


Figura 2.41. Circuito de molienda-clasificación generalizado [45].

Balance Nodo 1: $(C_1 + C_2) = C_3$

$$C_1 e_i + C_2 t_i = f_i C_3 \tag{2.41}$$

Donde C_1 y C_2 son las razones de circulación en las etapas de pre y post clasificación, respectivamente, las que están definidas por los respectivos vectores de eficiencia real de clasificación s_{1i} y s_{2i} Las letras mayúsculas y minúsculas restantes de la Figura 2.41 representan granulometrías acumuladas pasantes y parciales retenidas, respectivamente.

Definiendo el meta-parámetro:

$$p_i^* = p_i(C_1 + C_2) = p_i C_3 \tag{2.42}$$

Combinando las ecuaciones 2.40, 2.41 y 2.43 se obtiene:

$$\underline{p}^* = \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot [C_1 \cdot \underline{e} + C_2 \cdot \underline{t}] \tag{2.43}$$

Las ecuaciones de balance de masa en los ciclones 1 y 2:

$$\begin{aligned} s_{1i}\ g_i &= C_1\, e_i \\ C_3\ s_{2i}\ p_i &= C_2\, t_i \end{aligned} \tag{2.44}$$

Matriciaímente:

$$\begin{aligned} \underline{\underline{s}}_1 \cdot \underline{g} &= C_1 \cdot \underline{e} \\ C_3 \cdot \underline{\underline{s}}_2 \cdot \underline{p} &= C_2 \cdot \underline{t} \end{aligned} \tag{2.45}$$

donde $\underline{\underline{s}}_1$ y $\underline{\underline{s}}_2$ son matrices diagonales que definen las eficiencias de clasificación de las baterías de ciclones 1 y 2, respectivamente.

Reemplazando las ecuaciones de 2.45 en 2.43, se obtiene:

$$\underline{p}^* = \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot [\underline{\underline{s}}_1 \cdot \underline{g} + \underline{\underline{s}}_2 \cdot \underline{p}^*] \tag{2.46}$$

Es decir,

$$\begin{aligned} \underline{p}^* &= \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_1 \cdot \underline{g} + \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_2 \cdot \underline{p}^* \\ \underline{p}^* - \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_2 \cdot \underline{p}^* &= \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_1 \cdot \underline{g} \\ \left(\underline{\underline{I}} - \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_2\right) \cdot \underline{p}^* &= \left(\underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_2 \cdot \underline{g}\right) \end{aligned} \tag{2.47}$$

Luego,

$$\underline{p}^* = (\underline{\underline{I}} - \underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_2)^{-1} \cdot (\underline{\underline{R}}^{-1} \cdot \underline{\underline{S}} \cdot \underline{\underline{R}} \cdot \underline{\underline{s}}_1 \cdot \underline{g}) \tag{2.48}$$

La ecuación 2.48 permite el cálculo del vector de meta-parámetros $\underline{p}^*$. Una vez computado es posible calcular la razón de circulación C_3 según:

$$\sum_{i=1}^{n} p_i^{\bullet} = C_3 \tag{2.49}$$

Lo que a su vez permite determinar el vector granulometría de producto:

$$p_i = p_i^{\bullet} / C_3 = p_i^{\bullet} / (C_1 + C_2) \tag{2.50}$$

Y también las razones de circulación individuales C_1 y C_2:

$$C_1 = \sum_{i=1}^{n} s_{1i}\, g_i \tag{2.51}$$

$$C_2 = \sum_{i=1}^{n} p_i^{\bullet} - \sum_{i=1}^{n} s_{1i}\, g_i \tag{2.52}$$

Conocidos C_1 y C_2 es posible calcular las granulometrías restantes:

$$\begin{aligned} e_i &= s_{1i}\, g_i / C_1 \\ t_i &= s_{2i}\, p_i (C_1 + C_2) / C_2 \end{aligned} \tag{2.53}$$

$$\begin{aligned} m_i &= (1 - s_{2i})\, p_i\, (C_1 + C_2)/C_1 \\ r_i' &= (1 - s_{1i})\, g_i / (1 - C_1) \\ q_i &= (1 - s_{1i}) g_i + (1 - s_{2i}) C_3\, p_i \end{aligned} \tag{2.54}$$

Note que para:

Circuito inverso: $s_{1i} = s_{21}$

Circuito directo: $s_{1i} = 1$

Circuito abierto: $s_{1i} = 1 \quad y \quad s_{2i} = 0$

(2.55)

CAPÍTULO III

DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE LOS MINERALES EN LOS CIRCUITOS DE MOLIENDA - CLASIFICACIÓN

3.1. MODELACIÓN MATEMÁTICA EN CLASIFICACIÓN-MOLIENDA DE MINERALES

Los modelos matemáticos (empíricos, semiempíricos y fenomenológicos) constituyen una herramienta de cálculo poderosa para la evaluación, optimización y control de procesos metalúrgicos existentes. Es posible así mejorar eficiencias de circuitos industriales instalados e implementar métodos confiables de diseño de nuevas instalaciones, basándose en información experimental previa obtenida a menor escala (laboratorio y/o planta piloto), o bien en la planta misma [15].

Durante estos últimos años, debido al bajo precio de los metales y al alto costo creciente de los insumos, fundamentalmente la energía, la

industria minera se ha visto enfrentada a la imperiosa necesidad de mejorar la eficiencia de sus operaciones. Dentro de este contexto, los procesos de molienda de minerales juegan un rol importante, tanto en el costo total de operación como en la eficiencia global del proceso y por ello se ha desplegado un gran esfuerzo con el intento de optimizar la eficiencia técnico-económica de esta importante operación unitaria, considerando la acción conjunta de los equipos industriales de conminución (chancadoras, molinos) y sus respectivas unidades de clasificación (harneros, hidrociclones), de acuerdo con la práctica industrial imperante al respecto.

En 1964, dos grupos de Investigadores, Hurlburt y Katz [29] y Randolph y Larson [55], observaron que muchos problemas que involucran cambios en un sistema partículado no pueden ser resueltos partiendo de fase H para una partícula típica.

Si se considera un sistema particulado que contiene un número grande de partículas, como para que la nube de puntos que representa al sistema en el espacio se pueda considerar continua.

Asociadas a las partículas existen propiedades extensivas que representaremos por Ψ(x,t). Aplicando el principio de conservación a la propiedad de las partículas contenidas en el espacio de fase H(t) resulta:

$$\begin{bmatrix}\text{Velocidad de variación}\\ \text{de la propiedad } \Psi \text{ en el}\\ \text{espacio } H(t)\end{bmatrix} = \begin{bmatrix}\text{Flujo de la}\\ \text{propiedad } \Psi \text{ en}\\ \text{el espacio } H(t)\end{bmatrix} + \begin{bmatrix}\text{Velocidad neta de}\\ \text{generación de } \Psi\\ \text{en } H(t)\end{bmatrix} \qquad (3.1)$$

De toda la literatura revisada es imposible dar una descripción exacta de los eventos que suceden en un equipo de conminución. Por esta razón no es posible formular un modelo matemático de la molienda basado en el detalle microscópico de lo que sucede a nivel de las partículas que se fracturan.

La característica de un molino de bolas, es la buena mezcla a la que está sometido el material contenido en él, este comportamiento que es la de un mezclador perfecto, permite utilizar el modelo de balance poblacional macroscópico que se da a continuación:

$$\frac{\partial}{\partial t}(V\bar{\Psi}) = Q_e\bar{\Psi}_e - Q_s\bar{\Psi}_s - \bar{S}\bar{J} - V\frac{\partial}{\partial x}(\bar{\Psi}g) + V\bar{R} \qquad (3.2)$$

donde:

$\bar{\Psi}(x,t)$ = Propiedad extensiva promedio en un volumen V(t) y tiempo, de las partículas de tamaño entre x y x + dx por unidad de volumen

V(t)= Volumen total de las partículas consideradas en el tiempo t.

J= Velocidad neta de generación local de la propiedad en las superficies del volumen V(t) por unidad de superficie S(t).

g= Velocidad de variación del tamaño de las partículas.

R= Velocidad neta de generación de la propiedad en el volumen V(t), por unidad de volumen.

S(t)= Superficie envolvente del volumen V(t).

e,s= Suscriptos indicando entrada y salida.

Al aplicar la ecuación de balance poblacional macroscópico a la molienda de minerales, se debe reconocer la inexistencia de generación local en las superficies, esto significa por una parte que las paredes del molino son impenetrables y por otra que la difusión es despreciable, lo que se traduce que:

$$\bar{J} = 0 \tag{3.3}$$

Se supone que:

$$\overline{\Psi g} = \bar{\Psi}\bar{g} \tag{3.4}$$

El volumen V(t), corresponde al volumen ocupado por las partículas, por lo que la masa del mineral retenido en el molino será:

$$W(t) = \rho_s V(t) \tag{3.5}$$

El flujo másico de entrada y salida al molino es:

$$F_e = \rho_s Q_e \tag{3.6}$$

$$F_s = \rho_s Q_s \tag{3.7}$$

Si se considera como propiedad extensiva, la función frecuencia de tamaño como $f(x,t)$, el balance de masa de las partículas de tamaño x será:

$$\bar{\psi}(x,t) = \rho_s f(x,t) \tag{3.8}$$

El balance global de masa se puede escribir como sigue:

$$\frac{\partial W(t)}{\partial t} = F_e(t) - F_s(t) \tag{3.9}$$

Reemplazando todo lo anterior en el modelo de balance poblacional macroscópico y desarrollando algunos términos se tiene:

$$\frac{\partial f(x,t)}{\partial t} = \frac{F_e(t)}{W(t)} f_e(x,t) - \frac{F_s(t)}{W(t)} f_s(x,t) - \left[\frac{F_e(t) - F_s(t)}{W(t)}\right] f(x,t) - \frac{\partial [g(x) f(x,t)]}{\partial x} + \hat{R}(x,t) \tag{3.10}$$

Donde:

$$\hat{R}(x,t) = \frac{R(x,t)}{\rho_s} \tag{3.11}$$

Esta última relación, representa el modelo de balance poblacional macroscópico más general de un molino de bolas.

- El primer término de esta última relación, representa la velocidad de variación de la granulometría dentro del molino.
- El segundo y tercer término corresponden a los flujos de partículas alimentados y descargados del molino.
- El cuarto término corresponde al incremento instantáneo de partículas de tamaño x en el molino.
- El quinto término representa la velocidad con que disminuye el tamaño de partículas debido a efectos diferentes al impacto. Este término se caracteriza por tener una variación continua con x y podemos interpretarlo como desgaste o abrasión.
- Finalmente el último término, corresponde a la velocidad neta de producción de partículas, por ruptura de partículas de tamaños mayores.

La relación entre el material contenido en el molino y el que está saliendo en cada instante tiene relación directa con la calidad de mezcla del molino, una serie de investigadores entre ellos Jorge Menacho [45] y Lernard Austin [4] han demostrado que los molinos de bolas tanto en seco como en húmedo se comportan en forma muy cercana a un mezclador perfecto, por lo tanto se tiene:

$$f_s(x,t) = f(x,t) \tag{3.12}$$

Reemplazando (3.12) en (3.10) y suponiendo que el efecto de la abrasión no es significativo, se deduce el modelo simplificado siguiente:

$$\frac{\partial f(x,t)}{\partial t} = \frac{1}{\tau} f_e(x,t) - \frac{1}{\tau} f(x,t) + \widehat{R}(x,t) \tag{3.13}$$

Donde:

$$\tau = {W(t)}/{F_e(t)} \tag{3.14}$$

τ es el tiempo promedio de residencia.

3.1.1 Tamaño de Partícula

En los circuitos de molienda - clasificación, el tamaño de partícula constituye una de las variables de mayor importancia operacional. El comportamiento del mineral a través de la etapa de molienda-clasificación de minerales depende en gran medida del tamaño de las partículas tratadas en cada una de estos circuitos del proceso. De allí la necesidad entonces de definir y cuantificar apropiadamente esta variable.
El tamaño de una partícula; según Jaime Sepulveda [24], es una medida representativa de su extensión en el espacio.

Esta puede ser caracterizada por una dimensión lineal, tal como, por ejemplo, la longitud de una cuerda que cruza la sección proyectada de la partícula desde una posición predeterminada. Dependiendo de la técnica de medición empleada, se puede también caracterizar el tamaño de una partícula en función de su área superficial, su volumen a su masa, siendo posible definir asimismo relaciones matemáticas de equivalencia entre las distintas metodologías.

En las faenas mineras-metalúrgicas, la técnica predominantemente para la cuantificación de estas partículas mineralizadas utilizada, consiste en el uso de mallas o tamices con abertura standard calibrada (Ejemplo: Serie de tamices Tyler, con razón constante de aberturas; 2 la cual se puede ver en la figura 3.1.

En este caso, el "tamaño de partícula" queda caracterizado por la máxima abertura de malla sobre la cual la partícula queda retenida**.**

Figura 3.1. Mallas o tamices con abertura standard calibrada [12]

3.1.2 Caracterización del tamaño de partículas

La caracterización del tamaño de partículas y conjuntos de partículas es muy importante en el procesamiento de minerales, ya que el tamaño se usa como una medida de control para la conminución que tiene como finalidad la liberación de las especies de interés según Tapia Quezada [68].

La conminución de minerales tiene un alto costo economico, por lo que se debe evitar una sobreliberación o subliberación de la especie moneralogica de interés la subliberación ocurre cuando el grado de reducción de la partícula no es suficiente para liberar completamente a la especie de interés.

En cambio, la sobreliberación ocurre cuando el grado de reducción de la partícula es mayor que el necesario para liberar completamente la partícula.

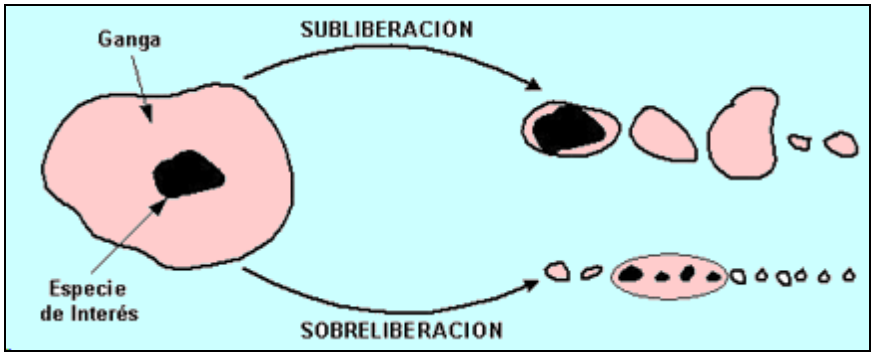


Figura 3.2. La sobreliberación y la subliberación de la especie moneralógica valiosa [68].

Figura 3.3. La liberación de la especie mineralógica valiosa [68].

3.1.3 Diámetro nominal de las partículas

Un trozo de mineral al ser fracturado, aun cuando originalmente haya sido regular, está formado por una gama de partículas de formas distintas e irregulares que no pueden ser definidas con exactitud, por lo que se opta por adoptar una forma aproximada a fin

de darle una descripción adecuada que se le conoce como el diámetro nominal de Feret [68].

Este diámetro se define ya sea en función de una propiedad real de la partícula como su volumen o el área de su superficie. Para medir el grado de liberación se usa el tamaño de la partícula debido a su relativa facilidad de medición.

El tamaño de una partícula es igual a una dimensión representativa de su volumen en formas geométricas regulares. Ejemplo: el tamaño de una esfera puede describirse por su diámetro. Las partículas molidas o chancadas son irregulares, por lo que se recurre a un diámetro nominal (d_n) [66] el que se puede definir de distintas formas.

3.1.4 Diámetro basado en dimensión lineal

a) Diámetro de Feret (df):

Valor de la distancia entre 2 paralelas tangentes a la silueta proyectada de la partícula y que son perpendiculares a una dirección fija.

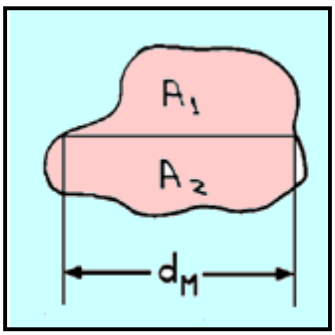


Figura 3.4. Representación del diámetro de Feret [68].

b) Diámetro de Martin (dM): Largo de la línea paralela a una dirección fija que divide la silueta proyectada en 2 partes iguales.

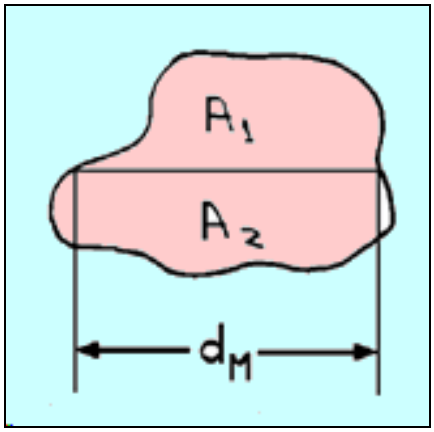


Figura 3.5. Representación del diámetro de Martin [68].

c) Diámetro máximo y mínimo lineal: Corresponden a la máxima y mínima dimensión lineal de una partícula.

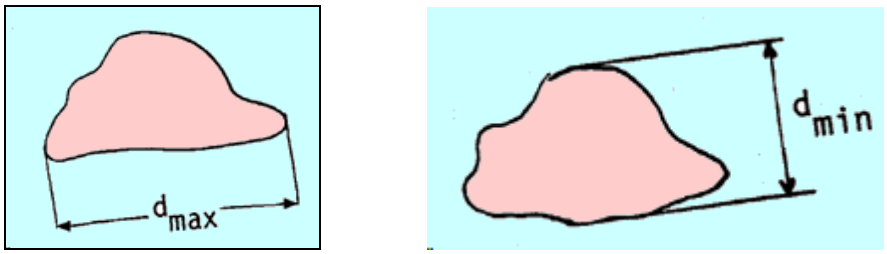


Figura 3.6. Representación de los diámetros máximos y mínimo lineal [68].

d) **Diámetro basado en el volumen (dV):** Corresponde al diámetro de una esfera quetiene el mismo volumen "V" que la partícula.

$$d_V = \left(\frac{6V}{\pi}\right)^{\frac{1}{3}} \tag{3.15}$$

e) **Diámetro basado en el área superficial (dA):** Corresponde al diámetro de una esfera que tiene la misma área superficial que

la partícula.

$$d_A = \left(\frac{A}{\pi}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{3.16}$$

f) **Diámetro de sedimentación (ds):** Es el diámetro de una esfera que tiene la misma densidad y velocidad de sedimentación que la partícula en un fluido de la misma densidad y viscosidad.

g) **Diámetro de Stokes (dst):** Es el diámetro de sedimentación en un fluido laminar.

$$\boxed{d_{st} = \frac{18\mu V_\infty}{(\rho_S - \rho_f)g}} \tag{3.17}$$

h) **Diámetro basado en el área proyectada de la partícula (dAP):** Diámetro de un círculo que tiene la misma área que la proyección de la partícula.

$$d_{A_P} = \left(\frac{4A_P}{\pi}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{3.18}$$

i) **Diámetro basado en el perímetro (dPer):** Diámetro del círculo que tiene el mismo perímetro que la proyección de la partícula.

$$d_{Per} = \left(\frac{P_{Per}}{\pi}\right) \tag{3.19}$$

j) **Diámetro de tamizaje (dt):** Ancho de la mínima **abertura** cuadrada a través de la cual pasará la partícula.

Figura 3.7. Abertura de las mallas por la cual pasará el mineral [12].

3.2 FORMA DE LAS PARTÍCULAS MINERALIZADAS

Para caracterizar totalmente las partículas mineralizadas se debe indicar la forma que tienen. En efecto, la forma de las partículas puede afectar fuertemente la clasificación por tamaños. Una partícula angular puede ser clasificada en diferentes formatos según la manera en la que enfrente a la abertura de un harnero o tamiz.

Esto se aprecia en la siguiente figura 3.8.:

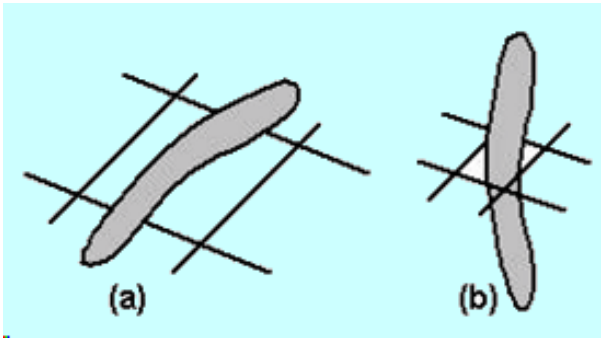


Figura 3.8. Efecto de la forma en la clasificación de partículas [68].

a) Partícula retenida.

b) Partícula que pasa una abertura mucho menor que la anterior.

3.3 MUESTREO DE MINERALES

El muestreo de minerales es una operación de control metalúrgico que obligatoriamente se hace en toda planta concentradora y que consiste en la obtención de pequeñas muestras que representan todas las cualidades del tonelaje de mineral procesado.

Esta operación se ejecuta con el propósito de investigar, controlar y establecer las condiciones en que se desarrollan todas las operaciones de un proceso metalúrgico, sobre todo en una planta de beneficio de minerales.

El muestreo se realiza para determinar, por ejemplo; la granulometría, la dureza, la humedad, la gravedad específica (g.e.), forma, área superficial, composición, etc.

El Muestreo puede Realizarse:
Para el control de procesos.
Para la evaluación de los procesos metalúrgicos.
Para realizar balances metalúrgicos.
Para determinar las características del mineral.

3.3.1 Factores que afectan al muestreo

Realizar un muestreo significa tomar una muestra representativa de un conjunto grande de mineral y esta muestra debe de ser la más representativa posible, de tal manera que tenga las mismas condiciones cualitativas del original, pero dentro de esta operación existen algunos factores que realmente afectan al muestreo, entre ellas se tiene:

- La gran variedad de constituyentes minerales en la mena.

- Distribución desigual de especies mineralógicas en la mena.
- Presencia de distribución de tamaño de partícula (diferentes tamaños de partícula).
- Distribución de dureza de las diferentes especies mineralógicas.
- Distribución de densidad de las especies mineralógicas (diferentes pesos específicos).

Uno de los principales problemas que existe al analizar un grupo de varios trozos de rocas seleccionados al azar de una masa de mineral, es la obtención de diferentes resultados de análisis entre uno y otro trozo debido a una distribución no uniforme de minerales de un fragmento a otro. Estas características se llaman heterogeneidades. Se tienen 2 tipos de heterogeneidades:

Decomposición y de distribución, Esto se puede visualizar en la figura 3.9

Las muestras que deben preprarse previamente en el sector minero-metalúrgico pueden provenir de la mina y de la planta concentradora y por lo tanto se clasifican en dos grupos:

a) Muestras de mineral sólido y seco: de mina tomadas por el departamento de geología y de planta concentradora de algún punto de las etapas de chancado, cribado y almacenamiento.

b) Muestras de pulpa: de planta concentradora, tomadas de algún punto de la molienda, clasificación, flotación, espesamiento, filtrado y secado.

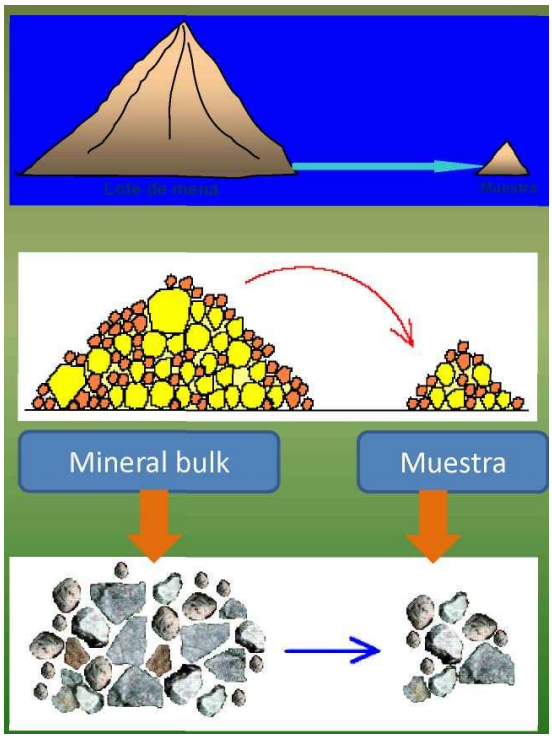


Figura 3.9. Representación esquemática de la operación de la toma de muestra [37].

3.3.2 Métodos de muestreo

Debe quedar claro que un muestreo exacto de un material heterogéneo es imposible, siempre existirá un error asociado al muestreo, entendiéndose por error la diferencia entre el valor medido y el valor verdadero de la proposición Xj (material) en estudio.

En una planta concentradora, las muestras pueden ser tomadas por tres métodos, a saber:

Muestreo manual o a mano.
Muestreo mecánico o a máquina.
Muestreo en línea (control automático).

La muestra es llevada por el personal de la planta

concentradora o del laboratorio metalúrgico, a esta área para que se pueda hacer los estudios correspondientes.

a) Coneo y cuarteo.
b) Cortador de riffles.
c) Reductor de triángulos.
d) Divisores rotatorios.

a) Coneo y Cuarteo: Consiste en mezclar el material para posteriormente apilarlo a la forma de un cono. Este se aplasta y se divide con una pala o espátula en forma de cruz (4 partes iguales). Se retiran 2 cuartos opuestos y los otros 2 restantes, que forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener el tamaño apropiado de muestra como se muestra en la figura 3.10.

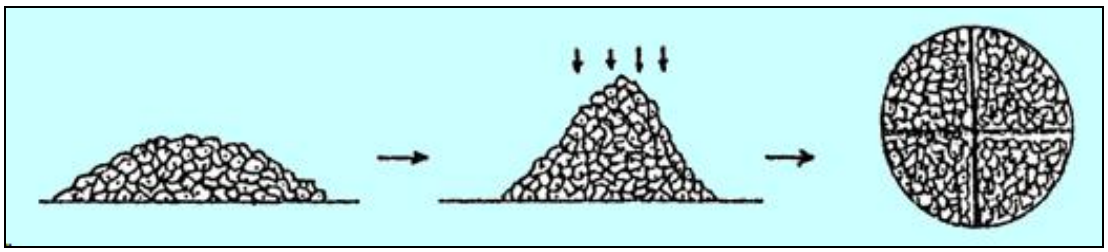


Figura 3.10. Representación esquemática del muestreo por coneo y cuarteo [70]. Con la muestra de 1000 gramos se forma un cono, el que se divide en 4 partes, después de aplastarlo.

De las 4 partes, se descartan 2 opuestas, y las otras 2 pasan a constituir la base de la nueva muestra

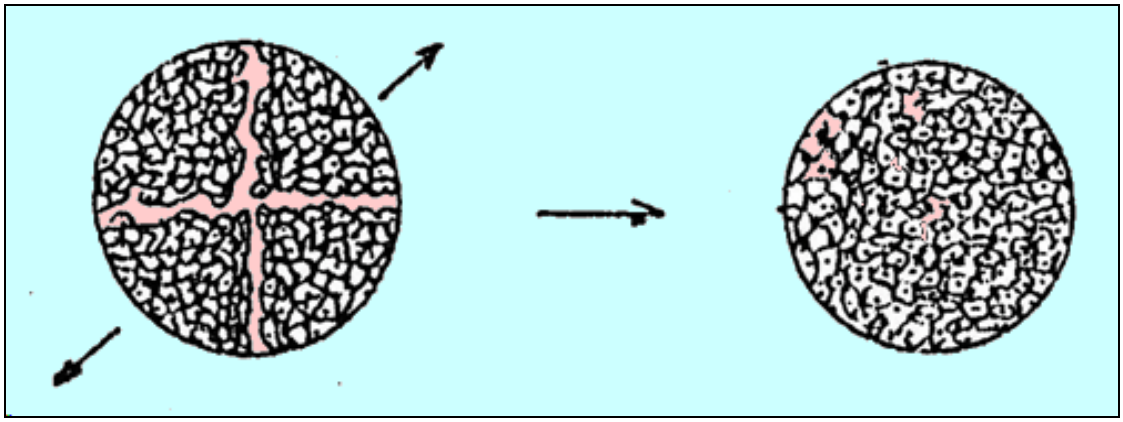


Figura 3.11. Representación esquemática del cuarteo de muestra [70].

Con la nueva muestra, se forma otro cono, y se repite el procedimiento hasta obtener una muestra de 53 g.

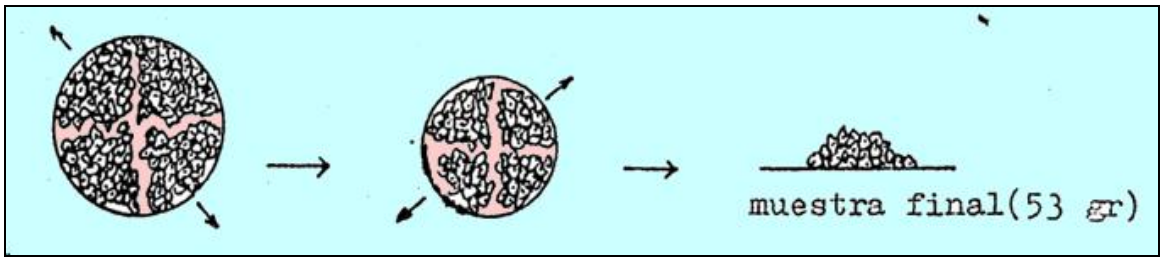
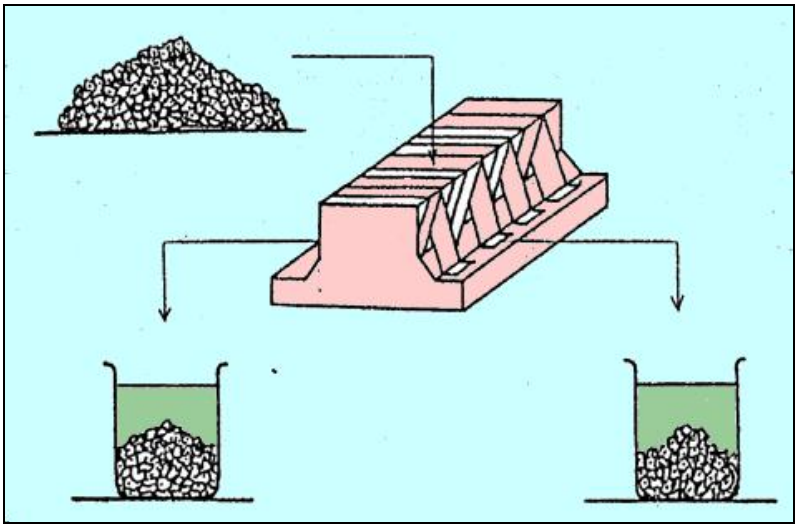


Figura 3.12. Cortador de Rifles [70] .Se distribuye la muestra de 400 g.

b) **Cortador de riffles:** Consiste en un recipiente en forma de "V" que tiene en sus costados una serie de canales o chutes que descargan alternativamente en 2 bandejas ubicadas en ambos lados del cortador. El material es vaciado en la parte superior y al pasar por el equipo se divide en 2 fracciones de aproximadamente igual cantidad, Estos cuarteadores se visualizan en las figuras 3.13 y 3.14**.**

Homogenizada uniformemente a lo largo del cortador; de los 2 recipientes que reciben la muestra se descarta uno de ellos.



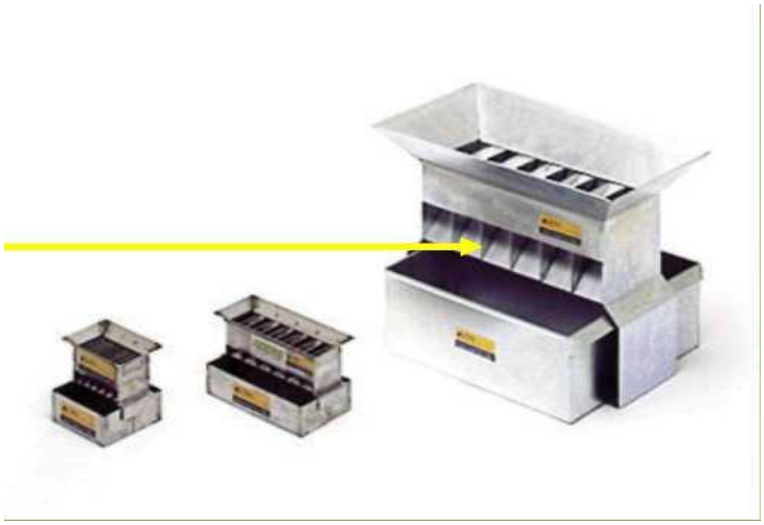


Figura 3.13. Cuarteador de Jones [70]

c) **Reductor de triángulos:** Funciona en forma similar al cortador de riffles, pero la división se realiza mediante obstáculos de forma triangular ubicados sobre una superficie plana y la eliminación de las fracciones por ranuras en la superficie. Reduce la muestra a 1/16 por pasada.

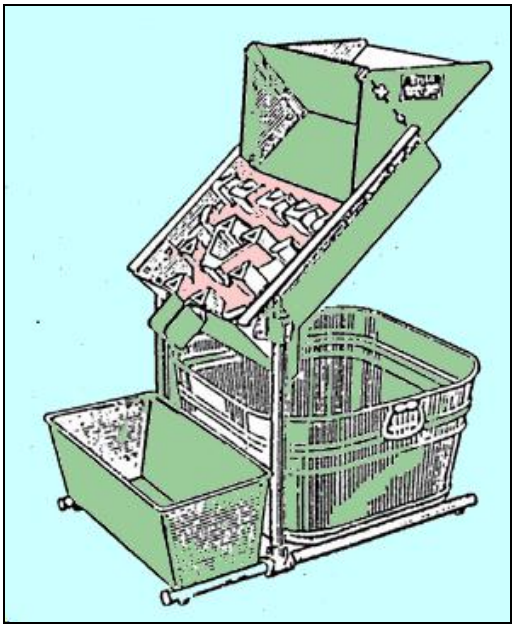


Figura 3.14. Reductor de triángulos [70].

d) **Divisores rotatorios: Existen** varios tipos, pero su función es obtener la muestra a través de la rotación de un dispositivo mecánico.

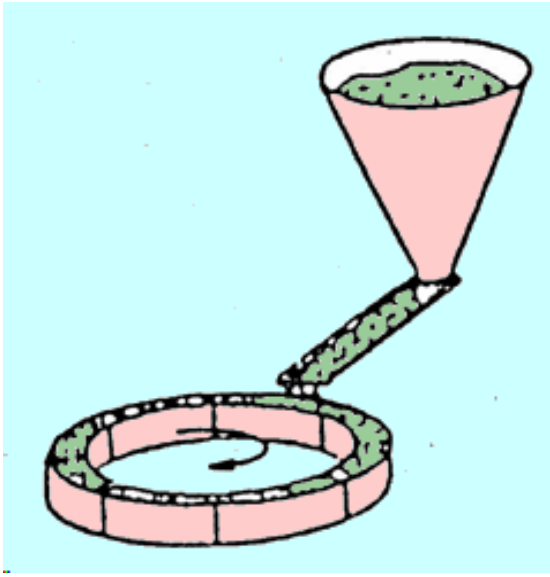


Figura 3.15. Cuarteador por divisores rotatorios [70]

3.4 DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE LOS MINERALES

En las diversas etapas de conminución del mineral tendientes a liberar las especies valiosas de la ganga, se producen partículas de variados tamaños. A objeto de caracterizar el comportamiento metalúrgico del matenal en cada operación individual, surge entonces la necesidad de cuantifícar la cantidad de partículas de un tamaño dado con respecto al total de partículas en la muestra, propiedad comúnmente denominada "distribución granulométrica" o simplemente "granulometría" del mineral.

La metodología normalmente utilizada en las plantas concentradoras de minerales consiste en hacer pasar la muestra a ensayar por una serie de tamices ordenados secuenciamente de mayor a menor abertura, en forma descendente, haciendo pasar posteriormente el "bajo tamaño" del último tamiz (muestra representativa del material -200 # ó -325# a través de un "ciclosizer" (serie de cinco ciclones invertidos, operando en serie, con tamaño de corte decreciente en cada uno de ellos), a objeto de completar el análisis granulométrico de la muestra [12] .

En la tabla 3.1 se presenta un ejemplo típico de análisis granulométrico de una muestra, efectuado en una serie standard de tamices Tyler, ilustrando además la simbología matemática utilizada en el presente trabajo para representar algunas variables de interés.

Se acostumbra además graficar, en papel logarítmico (log-log), el porcentaje pasante acumulado (columna extrema derecha de la tabla 3.1) versus la abertura de la malla en micrones, lo que normalmente se denomina "perfil granulométrico" (Ver figura 3.17).

En la curva del perfil granulométrico del material, se acostumbra, además definir el "tamaño d_{80}" como aquella abertura de malla a través de la cual pasará el 80% del peso del material Bond [9] utiliza la simbología F_{80} y P_{80}. El "tamaño máximo" de partícula se acostumbra

definirlo como d100» P100 ó do (esta última notación se refiere a la ordenación de las mallas, en sentido decreciente del tamaño; ver la Tabla 3.1).

3.4.1 Reresentación de la distribución granulométrica de los minerales

Según Leonel Gutierrez y Jaime Sepulveda [24] en el control de procesos en una planta concentradora es de suma importancia hacer un balance de materia para poder determinar los valores de las diferentes variables que influyen en el rendimiento del proceso,

Para la representación de la distribución granulométrica de los minerales, la técnica que se emplea en la mayoría de las plantas concentradoras es primero realizar el análisis granulométrico de una muestra de un conjunto de minerales.

3.4.2 Análisis granulométrico de los minerales

El análisis granulométrico es una operación de control metalúrgico de los procesos realizados con el objetivo de estudiar la composición granular de las mezclas de minerales orientado a conocer el tamaño promedio de partículas, su volumen y su superficie, además, en la medida de lo posible, debe conocerse la forma aproximada de la partícula, tal como:

- Acicular: Forma de aguja.
- Cristalina: Forma geométrica libremente formada en un medio fluido.
- Angular: Forma puntiaguda.
- Dentrítica: Ramificaciones en forma cristalina.
- Fibroso: Regular o irregularmente filamentado.
- Escamoso: En forma de hojas o láminas.
- Granular: Tiene aproximadamente una misma forma irregular equidimensional.

- Irregular: Carece de cualquier simetría.
- Modular: Tiene forma redonda irregular
- Esférica: Forma globular.

TABLA 3.1. Ejemplo típico de análisis granulométríco de una muestra y simbología respectiva utilizada [24].

Intervalo de Tamaño	Malla Tyler	Abertura; um	Peso (g)	% Retenido Parcial	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
0)	(3)	(dD)		(%peso)	(%Ac(+))	(%Ac(-))
(0)	(0)	(d0)	(0)	(0)	(0)	*(100)*
1	28(1)	600(di)	14,2 (mO)	3,30 (fi)	3,30 (Ri)	96,70 (Fi)
2	35(2)	425(d2)	27,8 (m_2)	6,45 (f_2)	9,75 (R_2)	90,25 (F_2)
3	48(3)	300 (d3)	37,7 (m_3)	8,74 (f_3)	18,49 (R_3)	81,51 (F_3)
4	65(4)	212 (d_4)	47,3 (m4)	10,96 (f_4)	29,45 (R4)	70,55 (F_4)
5	100(5)	150 (d_5)	40,6 (m_5)	9,41 (f_5)	38,86 (R_5)	61,14 (F_5)
.	150 (.)	106 (.)	38,2 (.)	8,86 (.)	47,72 (.)	52.28Q
	200 (.)	74(.)	33,4 (.)	7,75 (.)	55,47 (.)	44,53 (.)
	270 (.)	53 (.)	26,7 (.)	6,20 (.)	61,67 (.)	38,33 (.)
n	400 (n)	37 (d_n)	16,3 (m_n)	3,77 (fn)	65,44 (Rn)	34,56 (F_n)
n+1	-400 (n+1)	<37(d_n + I)	149,1 (m_{n+}i)	34,56 (f_{n+}i)	100,00 (R_n+1)	- (F_{n+}1)
TOTAL	-	-	431,3 (M)	100,00	-	-

EXPLICACIÓN DE LA TABLA:

(1) $d_{n+1} = 0$; (2) $M = \sum_{i=1}^{n+1} m_i$; (3) $f_i = 100\left(\frac{m_i}{M}\right)$;

(4) $\sum_{i=1}^{n+1} f_i = 100$; (5) $F_i = \sum_{j=i+1}^{n+1} f_j = f_{i+1} + f_{i+2} + \cdots + f_{n+1} = 100 - R_i$

(6) $i = 1, 2, 3, \ldots, n, n+1$; o bien $i = \overline{1,n+1}$ (7) $R_i = \sum_{j=1}^{i} f_j = f_1 + f_2 + \ldots\ldots + f_i$

(8) $R_{n+1} = 100$

El análisis granulométrico de los minerales se puede hacer de dos maneras, siempre en cuando se haga manualmente, análisis granulométrico en seco y análisis granulométrico en húmedo

3.4.2.1 Análisis granulométrico en seco

Para realizar por este método se sigue el siguiente procedimiento:

- Se separa el mineral en cuatro partes con la ayuda de un cuarteador. Cada una de las muestras debe tener aproximadamente 20 kilogramos.
- Al obtener la muestra de mineral, se procede a su lavado con agua, con la ayuda de la malla 400, descartando el mineral -400M.
- Luego se lleva el mineral +400M a la estufa para el secado de la muestra.
- Pasar el mineral seco por la malla de 2” o retirar por pallaqueo el mineral grueso, el cual será medido con la ayuda de un vernier; en cambio la muestra pasante será llevada a su tamizado por las diferentes mallas desde 1” hasta malla 400.
- Se puede realizar el tamizado manualmente o haciendo uso del Ro-tap.
- Se hallan los pesos retenidos por cada malla utilizando una balanza.

3.4.2.2. Análisis granulométrico en húmedo

El procedimiento específico estará determinado por el material respectivo, que determinará si se aplica un método manual mecánico y el tipo de líquido a usar para desplazar la muestra a través de las distintas mallas.El material colectado en cada fracción luego del análisis, debe ser secado y pesado para el posterior cálculo de porcentaje dela distribución en peso.

3.4.2.3. Analizadores de partículas en línea.

Para medir la distribución de tamaños de partículas finas en una pulpa existen varios equipos, siendo los más utilizados aquellos que utilizan la atenuación de ondas de ultrasonido a través de la pulpa. Uno de estos equipos es el PSI 500. La atenuación del sonido

depende de la densidad y de la distribución de tamaños de las partículas. Es posible discriminar las señales de respuestas y obtener una señal que sólo refleje el efecto del tamaño,

Figura 3.16. Analizador de partículas PSI 500 [Documento interno].

3.5. Formas de representar el análisis granulométrico

Para representar el análisis granulométrico de un conjunto de minerales particulados existe dos maneras, en forma grafica donde se representa el perfil granulométrico y la otra matemáticamente.

3.5.1 Representación en forma gráfica

Para representar el análisis granulométrico en forma gráfica, se tiene que tener en principio un papel logarítmico (log-log). O semilogarítmico luego los porcentajes pasantes (acumulados negativos) de las mallas y sus respectivas aberturas.

Se acostumbra además plotear, en papel logarítmico (log-log), el porcentaje pasante acumulado (columna extrema derecha de la tabla 3.1) versus la abertura de la malla en micrones, lo que normalmente se denomina "perfil granulométrico" .Ver Figura 3.17.

En la curva del perfil granulométrico del material, se acostumbra, además definir el "tamaño F8o" como aquella abertura de malla a través de la cual pasará el 80% del peso del material según Bond que utiliza la simbología F80 y P80. El "tamaño máximo" de partícula se acostumbra definirlo como d50 esta última notación se refiere a la ordenación de las mallas, en sentido decreciente del tamaño; ver Tabla 3.1.

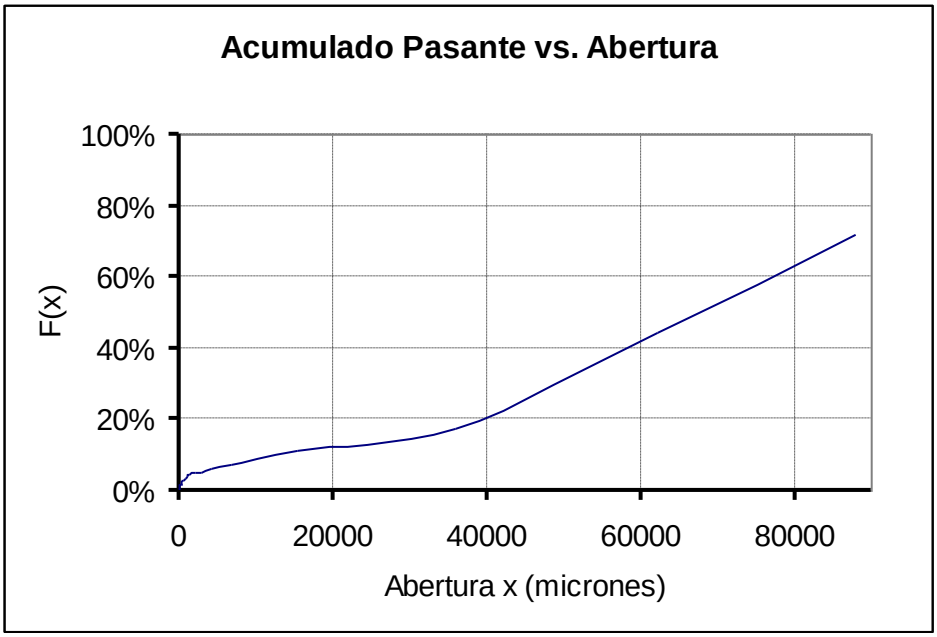


Figura 3.17. Perfil granulométrico del mineral del análisis granulométrico [Elaboración propia].

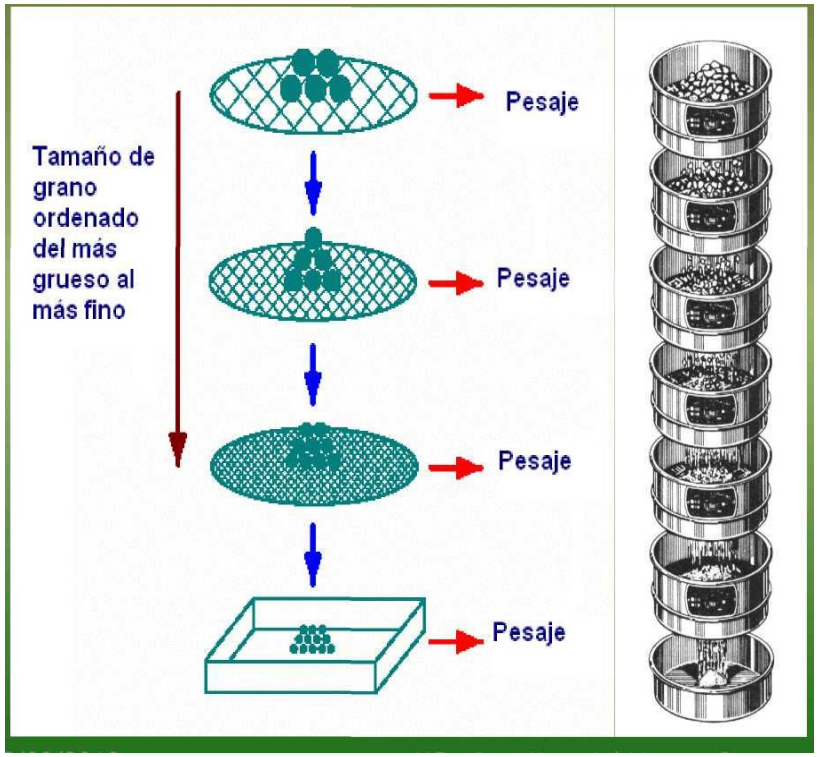


Figura 3.18. Representacion esquematica de la técnica del análisis granulométrico [37].

3.5.2 Tamaño de la malla

La forma más común de efectuar un análisis granulométrico, es someter al sistema particulado a la acción de una serie de tamices en forma sucesiva tal como se observa en las figuras 3.18 y 3.19.

Cada tamiz utilizado tiene una malla con aberturas menores que el anterior.

De esta manera el sistema de partículas queda atrapado en los tamices, correspondiendo a un tamiz en particular todas aquellas partículas con un “tamaño” menor que la “malla” del tamiz anterior y mayor que la “malla” del tamiz en cuestión.

El tamaño de las partículas se asocia entonces a la abertura de la malla de los tamices.

Se define como malla el número que tiene un tamiz por pulgada lineal. Mientras mayor el número de la malla menor es el tamaño de las aberturas.

Se acostumbra designar por xi el tamaño de una malla cualquiera, denominando x_0 aquella malla por la que pasa todo el material y dividiendo este en n fracciones.

La primera malla utilizada será x_1 y la última x_{n-1} del material que pasa esta última malla solo sabemos que es de tamaño menor que x_{n-1}.

Las series de tamices están estandarizadas en cuanto a la relación entre mallas consecutivas.

La “serie normal” tiene una relación de $\sqrt{2}$ y
La “serie doble” tiene una relación de $\sqrt[4]{2}$ [12]

Debido a la relación geométrica entre mallas se ha elegido el “Promedio geométrico” como tamaño característico del material retenido en un tamiz y se lo denomina “tamaño de la malla”, entonces:

$$\bar{x}_i = \sqrt{x_i * x_{i-1}}$$

Por lo tanto en el caso de las series se tiene:

Serie normal $x_{i-1} = \sqrt{2}x_i$

Serie doble $x_{i-1} = \sqrt[4]{2}x_i$

De donde resulta que el tamaño promedio $\bar{x}_i$ es igual a:

Serie normal: $\bar{x}_i = \sqrt{x_i^2 * \sqrt{2}} = 1.19x_i$

Serie doble: $\bar{x}_i = \sqrt{x_i^2 * \sqrt[4]{2}} = 1.09x_i$

Distribución discreta de tamaño

La distribución discreta de tamaño representada por un tamizaje es una distribución discreta si:

$$\Delta x_i = x_{i-1} - x_i$$

La frecuencia relativa será: $f_i = f(\bar{x}_i)\Delta x_i$

La distribución se normaliza mediante la suma:

$$\sum_{k=0}^{n} f_k = 1$$

La función distribución queda representada por:

$$R(x_i) = \sum_{k=0}^{n} f_k = R_i$$

$$F(x_i) = \sum_{k=i+1}^{n} f_k = F_i$$

Con la relación: $R_i + F_i = 1.$

La distribución de las mallas se puede visualizar en la figura 3.19

Figura 3.19. Prueba de análisis granulométrico en un Ro-Tap [73]

3.5.3 Representación matemática

3.5.3.1 Funciones de distribución de tamaño.

Es conveniente representar las distribuciones de tamaño de sistemas particulados mediante funciones matemáticas que permitan formular modelos de operaciones. Estas funciones deberían además permitir el cálculo de los parámetros de la distribución, tales como valor promedio (μ), varianza (σ2) y los momentos:

Las funciones de distribución más utilizadas en la práctica son:

- Distribución de Gaudín-Schuhmann [64].
- Distribución de Rosín-Rammler [61] y
- Distribución de tres parámetros [72].

Aunque otras funciones pueden ser usadas tales como las funciones estadísticas:

- Distribución Logaritmo-Normal [18].
- Distribución Gamma [18].

- Distribución Beta [18].

Aparecen como muy interesante y prometedoras en su uso.

En la mayoría de los casos no hay justificación teórica para preferir una función de la otra y esta se hace exclusivamente por la calidad de ajuste que se obtiene.

3.5.3.1.1. Función de distribución de Gaudín - Schuhmann

Esta función, también conocida como distribución de Gaudin –Gates- Schuhmann [64]. Es la función matemática más utilizada en América para representar sistemas de partículas en el campo de la mineralurgia.

La función se utiliza generalmente para representar la distribución en peso según:

$$F_3(x) = \left(\frac{x}{x_o}\right)^m$$

Donde x_0 es el módulo de tamaño, y
m es el módulo de posición.

Recordar que F3(x) representa el porcentaje acumulado pasante (fino), si se hace x =xo entonces F3(x) = 1, por lo tanto el modulo de tamaño es el tamaño máximo que a su vez significa que el 100% de las partículas son menores al tamaño x_0.

Para encontrar el significado del módulo de distribución m, se toma el logaritmo de la ecuación de Gaudín - Schuhmann.

$$\log F_3(x) = m * \log(x) - m * \log(x_o)$$

Si se gráfica en un papel log-log, se puede observar la

figura 3.20.

Se puede concluir que “m” es la pendiente de la recta obtenida al graficar la función F3(x) vs x, indicándo esto que “m” es un módulo de distribución.

La función frecuencia f3(x), que es el porcentaje en peso, se obtiene derivando F3(x) con respecto a x:

$$f_3(x) = \frac{dF_{3(x)}}{dx} = \left(\frac{x}{x_o}\right)\left(\frac{x}{x_o}\right)^{m-1}$$

Los momentos quedan expresados de la siguiente forma:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \int_0^{x_o} x^i f_3(x)dx = \left(\frac{m}{m+i}\right)x_0^i$$

Demostración:

Se sabe que:

$$f_3(x) = \left(\frac{x}{x_o}\right)\left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1}$$

y se tiene que los momentos se puede expresar de la siguiente forma:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \int_0^{x_o} x^i f_3(x)dx$$

Reemplazando $f_3(x)$ en esta última relación, se tiene:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \int_0^{x_o} x^i\left(\frac{x}{x_o}\right)\left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1} dx = \frac{m}{x_0^m}\int_0^{x_o} x^i\,(x)^{m-1}dx = \frac{m}{x_0^m}\int_0^{x_o} x^{i+m-1}dx$$

Integrando la última expresión se obtiene:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \frac{m}{x_0^m}\left[\frac{1}{(i+m)}x^{i+m}\right]_0^{x_o} = \left(\frac{m}{m+i}\right)\left(\frac{1}{x_0^m}\right)x_0^{i+m} = \left(\frac{m}{m+i}\right)x_0^i$$

De acuerdo a esto el valor medio μ de la distribución es:

$$\mu = \bar{x}_{13} = \left(\frac{m}{m+1}\right) x_0$$

Y la varianza es:

$$\sigma^2 = \int_0^{x_0} (x-\mu)^2 f_3(x)dx = \left[\frac{m}{m+2} - \frac{m^2}{(m+1)^2}\right] x_0^2$$

Demostración:

$$\sigma^2 = \int_0^{x_0} \left(x - \left[\frac{m}{m+1}\right] x_0\right)^2 \left(\frac{x}{x_0}\right)\left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1} dx$$

$$\sigma^2 = \frac{m}{x_0^m} \int_0^{x_0} \left[x^2 - 2\left(\frac{m}{m+1}\right) x_0 x + \frac{m^2}{(m+1)^2} x_0^2\right] x^{m-1} dx$$

$$\sigma^2 = \frac{m}{x_0^m} \int_0^{x_0} \left[x^{m+1} - 2\left(\frac{m}{m+1}\right) x_0 x^m + \frac{m^2}{(m+1)^2} x_0^2 x^{m-1}\right] dx$$

Integrando se tiene que:

$$\sigma^2 = \frac{m}{x_0^m}\left[\frac{x_0^{m+2}}{m+2} - 2\left(\frac{m}{m+1}\right)\frac{x_0^{m+2}}{(m+1)} + \left(\frac{m^2}{(m+1)^2}\right)\frac{x_0^{m+2}}{m}\right]$$

Factorizando x_0^{m+2}, transponiendo términos y efectuando operaciones:

$$\sigma^2 = \left[\frac{m}{m+2} - \frac{m^2}{(m+1)^2}\right] x_0^2$$

El tamaño $\bar{x}_{12}$ se calcula mediante la siguiente relación:

$$\frac{1}{\bar{x}_{12}} = \int_0^{x_0} \frac{1}{x} f_3(x)dx$$

$$\frac{1}{\bar{x}_{12}} = \frac{m}{(m-1)x_0}\left[\xi^{m-1}\right]_0^1 = \begin{cases} \dfrac{m}{(m-1)x_0} & \text{si } m > 1 \\ \infty & \text{si } m \leq 1 \end{cases}$$

Luego finalmente se tiene que:

$$\bar{x}_{12} = \begin{cases} \left(\dfrac{m-1}{m}\right) x_0 & \text{si } m > 1 \\ 0 & \text{si } m \leq 1 \end{cases}$$

3.6.3.1.2 Función de distribución Rosín-Rammler.

Un conjunto de datos experimentales de abertura de malla y su respectivo % acumulado fino, se ajustarán a una distribución de Rosín - Rammler [61], si se adecua a la siguiente expresión:

$$F_3(x) = 1 - \exp\left[-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right]$$

O también a la siguiente expresión:

$$R_3(x) = \exp\left[-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right]$$

En esta última expresión $R_3(x)$ es el acumulado grueso.
Donde x_0 es un tamaño característico y
m es un coeficiente de uniformidad [72].

Es fácil demostrar que para partículas pequeñas se cumple $x \ll x_0$, la función Rosin - Rammler [61] se transforma en la distribución de Gaudín - Schuhmann [64].

Expandiendo en serie de potencias el exponencial resulta:

$$F_3(x) = 1 - \left\{1 - \frac{1}{1!}\left(\frac{x}{x_0}\right)^m + \frac{1}{2!}\left(\frac{x}{x_0}\right)^{2m} - \frac{1}{3!}\left(\frac{x}{x_0}\right)^{3m} + \cdots,\right\}$$

Despreciando los términos de orden superior se tiene que:

$$F_3(x) = 1 - \left\{1 - \frac{1}{1!}\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right\}$$

Por lo tanto resulta:

$$F_3(x) = \left(\frac{x}{x_o}\right)^m$$

De la ecuación de Rosín - Rammler [61], r, se puede observar que para $x = x_0$, $F_3(x) = 0.632$ y $R_3(x) = 0.368$,

indicándo esto que x_0 no es un tamaño máximo como en el caso de la ecuación de Gaudín - Schuhmann [64].

El significado de “m” se puede obtener graficando la función de Rosín -Rammler [61] de acuerdo al siguiente procedimiento:

$$R_3(x) = \exp\left[-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right]$$

$$\frac{1}{R_3(x)} = \exp\left(\frac{x}{x_0}\right)^m$$

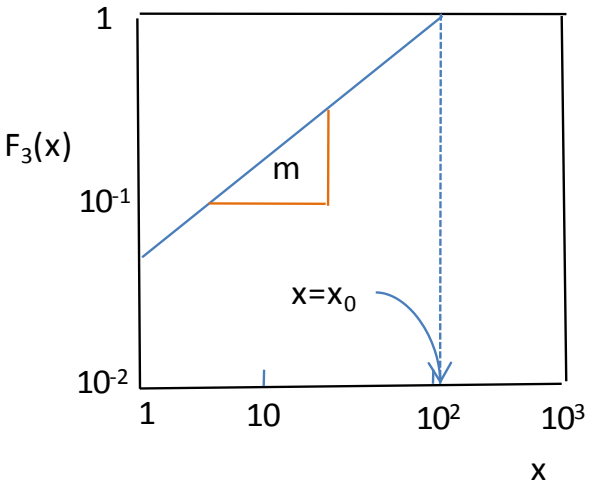


Figura 3.20. Gráfica de Gaudín - Schuhmann en papel log-log [64].

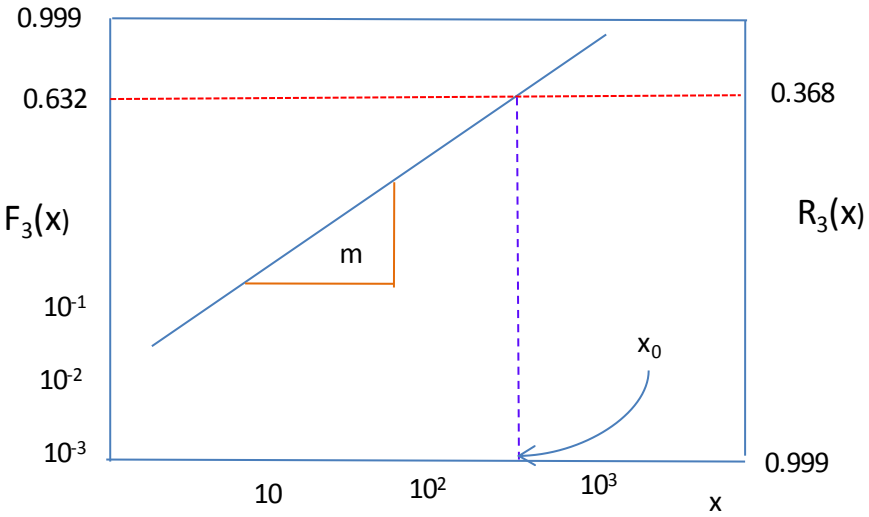


Figura 3.21. Gráfica en Papel Rosín – Rammler [61].

Tomando logaritmo neperiano y luego logaritmo decimal se tiene:

$$\ln\left[\frac{1}{R_3(x)}\right] = \left(\frac{x}{x_0}\right)^m$$

$$\log\ln\left[\frac{1}{R_3(x)}\right] = m\log x - m\log x_0$$

Si se gráfica $\log\ln\left[\frac{1}{R_3(x)}\right]$vs $\log x$, se obtendra una línea recta con una pendiente “m”, indicándo que es un módulo de distribución, para facilitar esta gráfica esta se realizará en un papel Rosín - Rammler [61], tal como se puede observar en las figuras 3.21 y 3.21.

La función densidad f3(x) se obtiene derivando la ecuación de Rosín -Rammler [41], con respecto a x:

$$f_3(x) = \frac{m}{x_0}\left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1} \exp\left\{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right\}$$

Los momentos resultan ser:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \int_0^{x_0} x^i f_3(x)dx = x_0^i \Gamma_{\left(\frac{m+i}{m}\right)}$$

Demostración

Introduciendo la función densidad en la ecuación de los momentos se obtiene:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \int_0^{x_0} x^i \frac{m}{x_0}\left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1} \exp\left\{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right\}dx \qquad \text{(a)}$$

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \frac{m}{x_0}\int_0^{x_0} x^i \left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1} \exp\left\{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right\}dx \qquad \text{(b)}$$

Esta integral es complicada su resolución analítica, pero si se puedes transformarlo y por similitud se puede compararla

con integrales conocidas como es el caso de la función gama que se da a continuación:

$$\Gamma_{(z)} = \int_0^{\infty} t^{z-1} e^{-t} dt$$

Por lo tanto transformarndo la ecuación (b), multiplicando y dividiendo por x_0^i resulta:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \frac{m x_0^i}{x_0} \int_0^{x_0} \left(\frac{x}{x_0}\right)^i \left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1} \exp\left\{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right\} dx$$

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \frac{m x_0^i}{x_0} \int_0^{x_0} \left(\frac{x}{x_0}\right)^{m+i-1} \exp\left\{-\left(\frac{x}{x_0}\right)^m\right\} dx \qquad \text{(c)}$$

Si se realiza el cambio de variable tal como $y = \frac{x}{x_0}$, derivando esta expresión y despejándo se tiene: $dx = x_0 dy$ y reemplazando estas variables en (c) se obtiene lo siguiente:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = \frac{m x_0^i}{x_0} \int_0^{x_0} y^{m+i-1} \exp\{-y^m\} x_0 dy$$

$$\bar{x}_{i3}^{i} = m x_0^i \int_0^{x_0} y^{m+i-1} \exp\{-y^m\} dy$$

Si se compara con la función gama, la solución es:

$$\bar{x}_{i3}^{i} = x_0^i \Gamma_{\left(\frac{m+i}{m}\right)}$$

En función de esto el valor medio μ es:

$$\bar{x}_{13} = x_0 \Gamma_{\left(\frac{m+1}{m}\right)}$$

La varianza es:

$$\sigma^2 = \int_0^{x_0} (x-\mu)^2 f_3(x) dx = x_0^2 \left[\Gamma_{\left(\frac{m+2}{m}\right)} - \Gamma^2_{\left(\frac{m+1}{m}\right)}\right]$$

El tamaño $\bar{x}_{12}$ se pude calcular como a continuación se indica:

$$\frac{1}{\bar{x}_{12}} = \int_0^{\infty} \frac{1}{x} f_3(x) dx$$

$$\frac{1}{\bar{x}_{12}} = \frac{m}{x_0}\Gamma_{\left(\frac{m-1}{m}\right)}$$

3.5.4 Distribución discreta de tamaños

Los métodos disponibles para determinar la distribución de tamaños de un sistema particulado; como se visualiza en la figura 3.22, no permite obtener funciones continuas.

Ello se debe a que lo que se mide es la fracción de partículas contenidas entre dos tamaños a y b. si estos tamaños son suficientemente cercanos ellos definen una "frecuencia relativa discreta" de la forma siguiente:

$$f_{ab} = \int_{x_a}^{x_b} f(x)dx = \int_0^{x_b} f(x)dx - \int_0^{x_a} f(x)dx = F_{(x_b)} - F_{(x_a)}$$

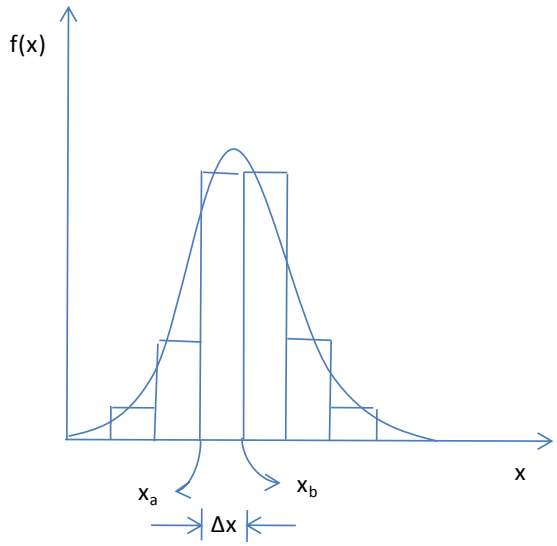


Figura 3.22. Distribución de tamaños de un sistema particulado [72]

CAPÍTULO IV

DISEÑO DE LA METODOLOGÍA “CEBACO” EN EL CONTROL DE PROCESOS EN UN CIRCUITO DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN

4.1 GENERALIDADES

Según N. Iriondo [31], hoy en día, la mayoría de los fabricantes industriales se enfrentan a grandes desafíos para conseguir reducir el tiempo de salida al mercado de sus diseños. Para ello se está usando cada día más el “prototipado virtual”, donde el modelo que se ejecuta en un computador sustituye al prototipado físico. Con esto se consiguen grandes beneficios, tales como un menor costo, un desarrollo más rápido, una evaluación de mayor número de alternativas de diseño y una obtención de diseños óptimos.

Mackulak y Cochran [42] estiman que el 45% del esfuerzo de simulación de un proyecto está en su elaboración, formulación e implementación.

Así implementar un modelo génerico que sea aplicable a muchos sistemas puede ahorrar una gran cantidad de tiempo en estudios de simulación por tanto, la reutilización de modelos permite realizar análisis de simulaciones más baratas y rápidas según Diaz Calderón [21], sin embargo, para ello debe existir una librería de módulos reutilizables.

Normalmente, las herramientas de diseño están relacionadas con librerías de componentes de modelado reutilizables que hacen más fácil la descripción del modelo y su posterior validación.

Ruppel y Wysor [62] analizan y comparan algunas de estas herramientas que son muy especifícas como labVIEW útil para la instrumentación en plantas de procesos.

El diseño de la metodología “Cebaco” en el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación de minerales en una planta concentradora se fundamenta en que el análisis de mallas se debe hacer solamente con dos mallas y se sugiere que estas deberían ser las Nos. 60 y 200 que son las mallas más usadas en el control del tamaño de partículas en la mayoría de las plantas y el mallaje debe de ser en húmedo.

La razón del fundamento está en que para realizar los cálculos de los análisis granulométricos de los tres flujos del clasificador se utilizarán los modelos matemáticos de Gaudín-schuhmann [64] y Rosín-Rammler [61] que son:

$$\mathbf{Y = 100(x/k)^{m}}$$

$$\mathbf{G(x) = 100e^{-(x/k)^{m}}}$$

Como se puede visualizar, para resolver las dos ecuaciones, cualquiera de ellas solamente se necesita calcular dos datos, en este

caso “K” y “m” y según Jimenez F. [32] si se tiene una ecuación con dos incognitas se necesitan de tan solamente dos condiciones. Esa es la razón que fundamenta el diseño de la metodología, las 2 condiciones son los porcentajes acumulados retenidos en cada malla. Y como estas son directamente proporcionales a las densidades de las pulpas por sus porcentajes de sólidos cómo se verá más adelante, entonces significa que el diseño tiene consistencia. Para la demostración de ello se necesita saber previamente algunos conceptos,

4.2. PULPAS:

La pulpa que llega al circuito de flotación generalmente es el rebalse de un clasificador que ha separado las partículas liberados de las no liberadas de un circuito de molienda. Este rebalse se caracteriza normalmente por una cierta granulometría y dentro de cualquier sistema hidráulico de clasificación es necesaria una cierta dilución para obtener la granulometría deseada. Esto significa que casi nunca el circuito de flotación se alimenta con la descarga de un molino, caracterizada por una alta densidad, sino que a ella se le agrega el agua necesaria (la poza de agua) para producir una clasificación requerida, de este modo en un circuito de flotación primaria la pulpa tiene una consistencia entre 30-40% de sólidos en vez de 65-70% de sólidos que tiene la descarga de la molienda. La densidad de pulpa en un proceso de molienda y flotación depende de varios factores, siendo los más importantes, el tamaño granulométrico del mineral, el porcentaje de sólidos y la gravedad específica del mineral.

4.3. DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD DE PULPA EN UN PLANTA INDUSTRIAL:

La densidad de la pulpa indica el porcentaje de sólidos (o porción de líquido a sólido), en una muestra de pulpa. Este dato es valioso es dos aspectos: directamente porque cada proceso y operación unitaria del tratamiento en el ingenio debe establecerse y mantenerse uniforme la densidad óptima de la pulpa, e indirectamente porque ciertos cálculos

importantes de tonelaje se basan en la densidad de la pulpa.

Generalmente se trabajan en la mayoría de las plantas concentradoras con densidades de pulpa en:

Rebalse de clasificador : 1300 - 1400g/litro

Descarga del molino : 1800 - 3000g/litro

Descarga del clasificador : 1800 - 2100-2300 g/litro

Para los cálculos de la dilución y densidades se utilizan las siguientes fórmulas [17]:

$$\%S = \frac{dp - 1}{Kdp} x100 \tag{4.1}$$

$$K = \frac{Ge - 1}{G.e.} \tag{4.2}$$

W = 100 + P.K.

$$P = \frac{W - 100}{K} \tag{4.3}$$

$$D = \frac{100 - \%S}{\%S} \tag{4.4}$$

$$\%S = \frac{100}{D + 1} \tag{4.5}$$

Donde:

%S = Porcentaje de sólidos

dp = densidad de la pulpa en (Kgs/litro) (kilogramos de pulpa en un litro de pulpa)

K = Constante de sólidos

Ge = gravedad específica del mineral

W = Peso de un litro de pulpa en gramos

P = Peso del mineral seco en gramos en un litro de pulpa

D = Dilución o proporción de líquidos a peso de sólidos

En una planta concentradora, generalmente se cuenta con un densímetro (Balanza MARCY) y con un pesapulpa de capacidad de 1 litro. Para hallar la densidad de la pulpa, primeramente se muestrea la pulpa de cualquier flujo en el pesapulpa, hasta enrasarlo sin que se derrame, teniendo mucho cuidado en ello; luego se pesa en el densímetro y al resultado se puede visualizar en el nomograma de la balanza que indicará la densidad de la pulpa en gramos/litro.

4.4. DETERMINACIÓN DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS EN PLANTA:

Porcentaje de sólidos viene a ser el porcentaje relativo en peso del mineral seco con respecto al peso de la pulpa.

El porcentaje de sólidos en la flotación debe ser lo óptimo ya que si es demasiado alto, requerirá mayor tiempo de flotación, baja la calidad de concentrados (baja ley), bajas recuperaciones, obstrucción y desgaste de las celdas, y si va con un bajo porcentaje de sólidos que de hecho también se tendrá baja densidad de pulpa, Influye en la baja recuperación y mayor consumo de reactivos.

Para calcular el porcentaje de sólidos en planta se pueden hacer de dos maneras:

a) **PRIMER MÉTODO:** Se pesa un litro de pulpa, muestra de cualquier flujo, en el densímetro y esta da el peso de la pulpa, (por ejemplo; un litro de pulpa del rebalse del clasificador pesa 1350 gramos), luego la muestra se lleva a flitrado y secado hasta tener el mineral seco para luego pesarlo en una balanza (la muestra seca pesa 470 gramos) luego para calcular elporcentaje de sólidos se utliza la siguiente fórmula:

$$\%S = \frac{peso\,del\,sólido\,seco}{peso\,de\,la\,pulpa} x100 \qquad (4.6)$$

Remplazando valores se tiene:

$$\%S = \frac{470}{1350} x100 = 34.8$$

b) SEGUNDO MÉTODO: Para este método se necesita conocer la gravedad específica del mineral (G.e), puede ser por el método de la probeta en laboratorio u otro.

Entonces, se pesa un litro de pulpa de cualquier flujo, en el densímetro, la cual indica la densidad de pulpa teniendo la gravedad específica del mineral, directamente se puede hallar el porcentaje de sólidos en el monograma mismo del densímetro, o también se puede calcular matemáticamente utilizando la fórmula No. 4.1, que en ambos casos el resultado será el mismo.

4.5. DETERMINACIÓN DE LA GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL EN PLANTA:

El peso específico (p.e.) de un mineral es el número que expresa la relación entre su peso y el peso de un volumen igual de agua a 4 ºC. Si un mineral tiene peso específico 3, ello significa que una muestra determinada de dicho mineral pesa tres veces lo que pesaría un volumen igual de agua [30].

El peso específico de un mineral de composición determinada es constante y su determinación es con frecuencia un valor importante en la identificación de un mineral.

Para su cálculo en una concentradora generalmente se utilizan 2, métodos:

a) PRIMER MÉTODO: Es hallado en el laboratorio metalúrgico y se pueden determinar hasta por 4 métodos, dependiendo de que se cuente con los equipos y materiales necesarios, pueden ser por los métodos de:

- La balanza de Joly

- La balanza de brazo
- El picnometro
- El método de la probeta.

Lo más usual en una planta es el método de la probeta [30]; que para su cálculo se sigue el siguiente procedimiento:

- Se toma una muestra de pulpa, del flujo requerido y se lleva a laboratorio
- Luego se filtra y se seca la muestra
- Se homogeniza y por cuarteos sucesivos se puede obtener 100 gramos de muestra.
- Luego por otro lado se enrasa,300 c.c (mililitros) de agua en una probeta graduada
- Se vierte el mineral pesado (100 grs) en la probeta con agua
- Se agita y taconea la probeta lo suficientemente
- Se anota el nuevo volumen, ocupado por el mineral y el agua en la probeta y se calcula la gravedad específica del mineral con la siguiente fórmula:

$$\text{G.e.} = \frac{\text{Peso del mineral}}{\text{Volumen ocupado por el mineral en el agua}} \qquad (4.7)$$

DONDE:

Volumen ocupado por el mineral = volumen del mineral más agua - Volumen del mineral

Si el volumen del mineral más agua es de 330 ml. entonces:

Volumen ocupado por el mineral = 330 - 300 = 30 ml

Reemplazando en la fórmula No. 4.7

$G.e. = \frac{100}{30} = 3.33 grs/cc$ O solamente G.e.=3.33

b) SEGUNDO MÉTODO: Si se conoce la densidad de la pulpa de la muestra deseada, y el porcentaje de sólidos que se puede hallar en laboratorio, según lo descrito anteriormente, entonces en el nomograma directamente se puede hallar la gravedad específica del

mineral, o también teniendo los dos datos ya mencionados se puede calcularlo matemáticamente utilizando las ecuaciones 4.1 y 4.2.

NOMOGRAMAS METALÚRGICOS:

En procesamiento de minerales nomogramas metalúrgicos son diagramas gráficas, estructurados en función de las fórmulas matemáticas, que involucran gravedad específica, densidad de la pulpa y porcentaje de sólidos, que permiten cálculos rápidos, cuya precisión depende del cuidado que se ponga en su determinación.

NOMOGRAMA PARA DETERMINAR LA GRAVEDAD ESPECÍFICA DE UNA PULPA (DENSIDAD DE PULPA).

Este nomograma permite calcular rápidamente la gravedad específica de la pulpa (densidad de pulpa (dp)), en base a la gravedad específica del mineral(G.e) y el porcentaje de sólidos en peso (%S) [43]. En la figura 4.1 se puede visualizar, para calcular la densidad de la pulpa, cuyos porcentajes de sólidos es de 32%, lo cual tiene una gravedad específica de 2,7 al hacer pasar una recta por los dos puntos y al prolongar esta recta se tendrá otro punto que viene a ser el valor de la densidad de pulpa 1250 g/litro.

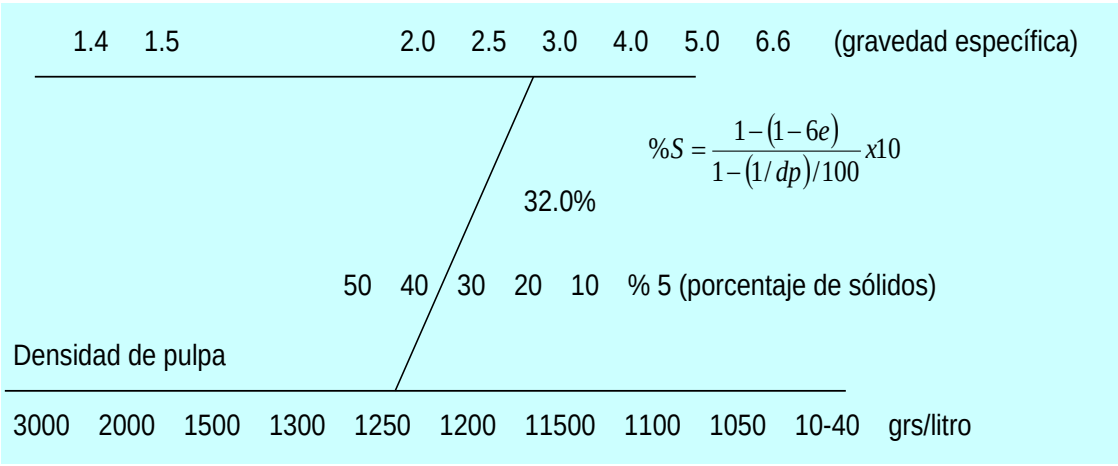


Figura 4.1. Nomograma metalúrgico [43] .*Se puede visualizar la relación existente entre la gravedad específica del mineral, el porcentaje de sólidos y la densidad de la pulpa*

4.6. CONTROL RÁPIDO DE LA MALLA 200 EN EL ALIMENTO Y LOS PRODUCTOS DEL CLASIFICADOR:

En la mayoría de las plantas concentradoras, el control del rebalse de los clasificadores que son productos que van al circuito de flotación, lo hacen sobre la malla 200, esto por dos motivos:

a) Para la serie TYLER la malla patrón es la 200

b) Para la mayoría de las especies mineralógicas de nuestro país la malla de liberación es la malla-200, ahora el porcentaje de tal malla depende básicamente de los estudios de pruebas de liberación-flotación que se realizan en cada planta.

4.7. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL PARA EL CONTROL, DE LA MALLA 200 EN LA PLANTA [7].

Para realizar esta prueba se conoce de antemano la gravedad específica del mineral que es; G.e = 3.0.

4.7.1 Materiales utilizados:

a) Densímetro (balanza Marcy)

b) Pesa pulpa de 1 litro de capacidad

c) Malla No.200 (74 Um de abertura) ASTM

d) Agua para el lavado

e) Calculadora de bolsillo

4.7.2. Procedimiento experimental para la demostración del método propuesto [7].

a) Primeramente se muestrea en el pesapulpa, los flujos de pulpa del alimento, rebalse y descarga del clasificador en forma separada y de manera continua.

b) Se enrasa el pesapulpa con las muestra de cada uno de los

flujos con mucho cuidado, sin que se derrame y se lleva a pesar al densímetro.

c) Del densímetro se anota las densidades de pulpa e inmediatamente en el nomograma de la misma balanza, para una gravedad específica del mineral de 3, se obtendrá el porcentaje de sólidos que hay en las pulpas pesadas.

d) Luego se vacía la muestra del pesa pulpa sobre la malla 200 haciendo un mallaje en húmedo, por separado cada muestra, con bastante agua, el lavado concluirá cuando el agua que pasa para la malla este clarificada.

e) Los retenidos de cada malla, por separado de las 3 muestras se vacía con sumo cuidado, evitando en lo posible de que haya pérdidas, al pesapulpa y nuevamente se enrasa con agua del caño y se pesa en el densímetro, obteniendo la densidad de la pulpa, como ya se conoce la gravedad específica, inmediatamente, en él se puede obtener el porcentaje de sólidos de cada muestra.

f) Teniendo los pesos de las pulpas y los porcentajes de los sólidos se puede hallar inmediatamente los porcentajes acumulados positivos retenidos y negativos (pasantes) de la malla 200.

4.8. FUNDAMENTO Y DEDUCCIÓN MATEMÁTICA DEL DISEÑO DE LA MÉTODOLOGÍA PROPUESTA

Se sabe que; lo que se queda en la malla más los que pasa suman el peso del total de la muestra sólido lo que equivale al 100%

%AC(+) + %AC(-) = 100

De donde: %AC (-) = 100 - %AC (+) (4.8)

Se sabe también que el porcentaje de sólidos:

$$\%S = \frac{\text{Peso del sólido}}{\text{Peso de la pulpa}} x100$$

$$\Rightarrow \text{Peso del sólido} = \frac{(\%S).\text{Peso de la pulpa}}{100} \quad (4.9)$$

También que:

$$\%AC(+) = \frac{\text{Peso del sólido retenido}}{\text{Peso del sólido retenido} + \text{Peso del sólido pasante}} x100 \quad (4.10)$$

O también:

$$\%AC(+) = \frac{\text{Peso del sólido retenido}}{\text{Peso del sólido total antes de hacer el mallaje}} x100 \quad (4.11)$$

Remplazando (4.9) en la ecuación (4.11) se tiene:

$$\%AC(+) = \frac{(\%S_i)(\text{peso de pulpa de la muestra retenida en la malla } (i))}{(\%S_{ii})(\text{peso de la muestra tomada de cada punto antes del mallaje (ii))}} x100 \quad (4.12)$$

Haciendo:

%Si= Porcentaje de sólidos de la pulpa compuesto por el peso del mineral retenido de la malla (i) más agua.

%Sii= Porcentaje de sólidos de la pulpa de la muestra tomada en cada flujo del clasificador (ii).

Pi= Peso del mineral retenido en la malla (i) más el agua adicionada (peso de la pulpa después del mallaje)

Pii= Peso de la pulpa de la muestra tomada de cada flujo del clasificador antes del mallaje (ii)

Reemplazando las nomenclaturas en la ecuación 4.12 se obtiene el modelo matemático de la ecuación 4.13 que se postula para realizar los cálculos en forma rápida según la metodología "Cebaco":

$$\%AC(+) = \frac{\%SiPi}{\%S_{ii}P_{ii}} x100 \qquad (4.13)$$

4.9. PLANTEAMIENTO Y FUNDAMENTO DEL DISEÑO DE LA MÉTODOLOGÍA DE CONTROL PROPUESTA.

La propuesta de el modelo de control de procesos denominado "Cebaco" consiste básicamente de tres partes pricipales, primero se propone, el método de control de las variables operativas en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora que se fundamenta en un mallaje en húmedo; en el mismo sitio de muestreo, y con solamente 2 mallas, éstas pueden ser las No.60 y 200 que son los más recomendables, para lo que solamente se necesitan contar con un densímetro (balanza MARCY) con su respectivo nomograma, un pesapulpa de 1litro de capacidad, conociendo la gravedad específica del mineral, la densidad de la pulpa inmediatamente se determina el porcentaje de sólidos en cada flujo del clasificador ,con cuyos datos se calcula los porcentajes acumulados negativos y positivos de las mallas mencionadas, con dichos datos obtenidos y cuyos valores halados se

reemplaza en los modelos matemáticos de Gaudin-Schuhmann [64] y de Rosin-Rammler [64], los más usados en procesamiento de minerales, con los cuales se obtiene los perfiles granulométricos de las muestras casi al instante, el segundo es la propuesta del modelo matemático que se basa en función de las densidades de la pulpa tomadas en cada flujo del clasificador y de las densidades obtenidas al hacer el mallaje en húmedo respectivamenter en las mallas ya mencionadas la que se puede visualizar en la ecuación 4.13 y el tercero con los modelos matemáticos que se propone se elabora e implementa el software Goliat 0.2 en el lenguaje de programación LabVIEW donde al instalar en un computador se obtienen los cálculos al instante.

Siendo los modelos matemáticos, más usados para representar la distribución granulométrica de una porción de mineral, las de Gaudin-Schuhmann y Rosin-Rammler, estos servirán para deducir un modelo matemático que gobierna la distribución granulométrica.

También por otro lado se sabe que para evaluar el trabajo de los equipos, eficiencias, control de procesos de las variables operativas en una planta concentradora es necesario contar con datos básicos por ejemplo con el análisis granulométrico de algún punto, flujo o nodo de trabajo.

Por ejemplo para hallar la carga circulante, de molienda-clasificación y eficiencia de la misma es necesario hacer los análisis granulométricos del alimento, rebose y arenas del clasificador y para ello, la metodologia más tradicional es realizar un muestreo de los 3 flujos de por lo menos 8 horas de trabajo, llevar las muestras a laboratorio, filtrarlas o secarlos y desgrumarlas para luego hacer el rotapeo en un nido de mallas, siendo este trabajo demasiado tedioso y peor aún más los resultados calculados se obtienen después de 24 horas, datos que ya no sirven porque prácticamente estos datos por su obtención tardía ya no

sirven para tomar decisiones orientadas a controlar el proceso y por ende poder optimizar los trabajos operativos.

Por lo tanto, esa es la razón que conlleva a la propuesta de la metodología “Cebaco” que es un método simple y menos tedioso que el tradicional y está orientado a servir como una herramienta de control de procesos en el circuito de molinda-clasificación de una planta concentradora.

Si el personal que realiza este trabajo es bastante calificado los resultados se pueden obtener inmediatamente, máximo en un tiempo aproximado de 5 a10 minutos que comparando con el método tradicional es bastante rápido.

En cuanto a la veracidad de la información, está en función de la calidad de trabajo que se realiza, si el trabajo es eficiente los resultados serán los más verídicos y si no ocurrirá lo contrario.

4.9.1. Materiales necesarios a utilizar.

Para desarrollar el método propuesto no requiere del uso de equipos sofisticados sino de equipos simples y algunos materiales que cualquier planta concentradora por más austera que sea, seguramente cuenta en sus instalaciones y son los siguientes:

A) EQUIPOS:

Una computadora compatible (no es indispensable)

B) MATERIALES:

2 Mallas (preferentemente las N° 60 y 200)

1 Densímetro Marcy

1 Pesapulpa de 1 litro.

1Calculadora de bolsillo

4.9.2. Procedimiento experimental para la validación del método propuesto.

En primer lugar se debe conocer la gravedad específica del mineral, la que debe ser evaluada en laboratorio o en la misma planta concentradora y se debe asumir que es la misma para los 3 flujos: alimento, rebose y arenas del clasificador y se sigue el siguiente procedimiento.

a) Se toman muestras en el pesa pulpa en los 3 flujos ya mencionados por separado y se pesa en el densímetro Marcy obteniéndose inmediatamente en el nomograma del densímetro el porcentaje de sólidos de cada muestra y para cada malla (60 y 200)
b) Una vez; terminado de pesar las muestras se hace un mallaje por húmedo por separado y para cada malla.
c) El retenido de cada, malla se devuelve al pesapulpa y se enraza la vasija con agua, y se pesa en el densímetro, por separado cada muestra obteniéndose al momento los porcentajes de solidos.
d) Con los datos obtenidos se calcula los acumulados positivos y negativos de cada malla y estos datos obtenidos se reemplazan en las ecuaciones de Gaudín-Schuhmann [64] y de Rosín-RammIer [61] obteniéndose de esta manera el modelo matemático que gobierna la distribución granulométrica del mineral que fluyen en los 3 flujos del clasificador.
e) Con este modelo matemático inmediatamente se calcula la carga circulante, el tamaño de corte del clasificador (d_{50}) y la eficiencia de clasificación

4.10 PRESENTACIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS CON EL DISEÑO DE LA METODOLOGÍA PROPUESTA CON LA AYUDA DE UNA CALCULADORA

En una prueba que se realizo. En el rebose del clasificador se obtuvieron los siguientes datos.

- Gravedad específica del mineral: 3.0 g/cc
- Densidad de la pulpa: 1350 g/l
- Porcentaje de sólidos : 38.9%

A) PARA LA MALLA 60: Después de lavar la muestra en la malla 60 y pesar el retenido en el densímetro se obtuvieron los siguientes datos.

- Gravedad específica del mineral: 3.0
- Densidad de la pulpa : 1080 g/l
- Porcentaje de sólidos: 11.1%
- Reemplazando los datos en la ecuación (4.13), se tiene:

$$\%Ac(+) = \frac{11.1x1080}{38.9x1350}x100 \qquad (4.14)$$

%Ac (+) = 22.8 %

Ac (-) = 100 -22.8 = 77.2 %

B) PARA LA MALLA (200): Después de lavar la muestra en la malla 200 y pesar el retenido en la malla en el densímetro se obtuvieron los Siguientes datos.

- Gravedad específica del mineral: 3,0
- Densidad de la pulpa : 1 180 g/l
- Porcentaje de sólidos :22.88%

$$\%Ac(+) = \frac{22.88x1180}{38.9x1350}x100$$

%Ac (+) = 51.4%

Ac (-) = 100 -61.4 = 48.6%

Con la cual se obtiene la siguiente tabla.

Tabla 4.1. Resumen de datos calculados con valores obtenidos del densímetro. *Se puede visualizar los porcentajes acumulados del mineral para las dos mallas.*

N° de Malla	Apertura (uu)	%Ac(+)	%AC(-)
60	210	22,8	77,2
200	74	51,4	48,6

4.10.1. Utilizando el modelo dé Gaudin-Schuhmann

Es el siguiente: $Y = 100(x/k)^{m}$ (4.15)

Donde: Y = %Ac (-)

X = Diferentes tamañosde las partículas

K = Tamaño máximo de la partícula.

m = constante

Reemplazando los datos de la tabla 4.1 en la ecuación 4.15, para cada malla se tiene 2 ecuaciones.

* Para la malla 60: $77.2 = 100(210/k)^{m}$ (4.16)

* Para la malla 200: $48,6 = 100(74/k)^{m}$ (4.17)

De las ecuaciones 4.16 y 4.17 se tiene:

$$\frac{100}{K^m} = \frac{48.6}{74^m}$$

$$\frac{100}{K^m} = \frac{77.2}{210^m}$$ Igualando:

$$\frac{48.6}{K^m} = \frac{77.2}{210^m}$$ De donde:

$$\frac{210}{74^m} = \frac{77.2}{48.6^m} \qquad (210/74)^m = \frac{77.2}{48.6}$$

Lo que indica que los acumulados negativos son proporcionales a las aberturasde las mallas elevadas a la "m" tomando logaritmo

vulgar se calcula el valor de “m”

$$m = \frac{Log(72/48.6)}{Log(210/74)} \qquad m = 0.44 \qquad (4.18)$$

Reemplazando 4.18 en la ecuación 4.17 se obtiene el valor de "K"

$K = (100/48,6)^{0.44}. (74)$

$K = 380$ (4.19)

Los datos de las ecuaciones 4.18 y 4.19 reemplazando en la ecuación 4.15 se obtiene el modelo matemático de Gaudin-Schuhmann que se visualiza en la ecuación 4.20.

$$Y = 100\ (x/380)^{0.44} \qquad (4.20)$$

En la ecuación 4.20 se reemplazan los valores de las aberturas de las 6 mallas, en primera instancia se obtiene los porcentajes acumulados pasantes (% Ac (-)) y luego el análisis granulométrico completo la cual se puede visualizar en la siguiente tabla 4.2.

Tabla 4.2. Análisis granulométrico calculado con el modelo de Gaudin-Schuhmann. *Se visualiza el análisis granulométrico calculado al reemplazar las aberturas de las mallas respectivas en la ecuación 4.20*.

Malla	Abertura (micrones)	Peso (grs)	%Peso	%Ac(+)	%Ac(-)
48	295	105.5	10.55	10.55	89.45
60	210	124.5	12.45	22.80	77.20
100	150	105.7	10.57	33.37	66.63
170	90	134.3	13.43	46.80	53.00
200	74	44.0	4.40	51.40	48.6
325	47	87.0	8.70	60.10	39.9
-325	-	399.0	39.90	100.00	0.00
Total	-	1000.0	100.00		

i. Utilizando el modelo de Rosin-Rammler

Es la siguiente: $G(x) = 100e^{-(x/k)^m}$ (4.21)

Donde: G(x) = %Ac (+)

X = Distribución de tamaño de partículas.

k y m = Constantes.

Linealizando la ecuación 4.21 y tomando logaritmo natural

$Ln\ (Gx/100) = (-)(x/k)^m \cdot \ln(e)$

Luego por el signo (-), la ecuación queda así:

$$Ln\ (100/Gx) = (x/k)^m \quad (4.22)$$

Reemplazando los valores de los Ac (+) y abertura de las mallas de la tabla 4.1 en la ecuación 4.22 se obtiene las ecuaciones 4.23 y 4.24.

$$K^m = \frac{(210)^m}{\ln(100/22.8)} \quad (4.23)$$

$$K^m = \frac{(74)^m}{\ln(100/51.4)} \quad (4.24)$$

Igualando: 4.23 y 4.24

$$\frac{210^m}{\ln(100/228)} = \frac{(74)^m}{\ln(100/51.4)}$$

$$\frac{210^m}{74} = \frac{\ln(100/22.8)}{\ln(100/51.4)}$$

Tomando (log)

$$m\log(210/74) = \log\left[\frac{\ln(100/22.8)}{\ln(100/21.4)}\right] \quad (4.25)$$

De donde: m = 0,765 4.26

Reemplazando en la ecuación (4.23) se halla el valor de “K”

$$K^m = \frac{210^m}{\ln(100/22.8)} \quad K = \frac{210}{\sqrt[m]{\ln(100/22.8)}} \quad K = 126 \qquad (4.27)$$

Luego; reemplazando 4.26 y 4.27 en la ecuación 4.21 se obtiene el modelo matemático de Rosín-Rammler [61] que gobierna la distribución granulométrica del mineral en el overflow de clasificador.

$$G(x) = 100\ e^{-(x/126)\ 0765} \qquad 4.28$$

En la ecuación 4.28 se reemplazan los valores de las aberturas de las 6 mallas, en primera instancia se obtiene los porcentajes acumulados pasantes (% Ac (+)) y luego el análisis granulométrico completo la cual se puede visualizar en la siguiente tabla 4.3.

Tabla 4.3. Análisis granulométrico calculado con el modelo de Rosín- Rammler.*Obtenido al reemplazar las aberturas de las mallas respectivas en la ecuación 4.28.*

Malla	Abertura (microns)	Peso (grs)	%Peso	%Ac(+)	%Ac(-)
48	295	1470	14.7	14.7	85.3
60	210	81.0	8.1	22.8	77.2
100	150	91.0	9.1	31.9	681
170	90	143.0	14.3	46.2	53.8
200	74	52.0	5.2	51.4	48.6
325	47	111.0	11.1	62.50	37.5
-325	-	375.0	37.5	100.00	-
Total	-	1000,0	100,00	-	-

CAPITULO V

ELABORACION DE LA METODOLOGÍA “CEBACO” EN EL CONTROL DE PROCESOS EN EL CIRCUITO DE “MOLIENDA-CLASIFICACIÓN”

5.1 GENERALIDADES

Para la elaboración de la metodología “Cebaco” en el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora la columna vertebral, en el presente trabajo, viene a ser la propuesta de los modelos matemáticos que servirán para complementar y hacer fácil los cálculos de los análisis granulométricos en los tres flujos del clasificador.

Para verificar y validar los modelos matemáticos propuestos y que permita a inducir a formular modelos matemáticos más generales del propuesto en el diseño de la metodología, y con ello fácilmente hacer la simulación del proceso [27] es básico tomar en cuenta los resultados obtenidos de las pruebas experimentales realizadas en planta.

En ciencias aplicadas un modelo matemático es uno de los tipos de modelos científicos, que emplea algún tipo de formulismo matemático para expresar relaciones, proposiciones sustantivas de hechos, variables, parámetros, entidades y relaciones entre variables y/o entidades u operaciones, para estudiar comportamientos de sistemas complejos ante situaciones difíciles de observar en la realidad.

El significado de modelo matemático en matemáticas, sin embargo, es algo diferente. En concreto en matemáticas se trabajan con modelos formales. Un modelo formal para una cierta teoría matemática es un conjunto sobre el que se han definido un conjunto de relaciones unitarias, binarias y trinarías. La rama de la matemática que se encarga de estudiar sistemáticamente las propiedades de los modelos es la teoría de modelos.

El término de modelización matemática es utilizado también en diseño gráfico cuando se habla de modelos de los objetos en 2D o 3D.

Simulación es la experimentación con un modelo de una hipótesis o un conjunto de hipótesis de trabajo.

Héctor Bustamante [12] define así: "Simulación es una técnica numérica para conducir experimentos en una computadora digital. Estos experimentos comprenden ciertos tipos de relaciones matemáticas y lógicas, las cuales son necesarias para describir el comportamiento y la estructura de sistemas complejos del mundo real a través de largos periodos de tiempo".

Una definición más formal formulada por R.E. Shannon [65] es: "La simulación es el proceso de diseñar un modelo de un sistema real y llevar

a término experiencias con él, con la finalidad de comprender el comportamiento del sistema o evaluar nuevas estrategias dentro de los limites impuestos por un cierto criterio o un conjunto de ellos para el funcionamiento del sistema". Por su uso suelen utilizarse en las siguientes tres áreas, sin embargo existen muchas otras como la de finanzas, ciencias etc.

Simulación viene aser la predicción de situaciones medibles de manera precisa o aleatoria, por ejemplo con aspectos de programación líneal cuando es de manera precisa, y probabilística o heurística cuando es aleatorio [26].

Optimización término utilizado para determinar el punto exacto para resolver alguna problemática administrativa, de producción, o cualquier otra situación. Cuando la optimización es entera o no lineal, combinada, se refiere a modelos matemáticos poco predecibles, pero que pueden acoplarse a alguna alternativa existente y aproximada en su cuantificación.

Control es el término que se utiliza para saber con precisión como está algo en una proceso, investigación, área de operación, etc.
La simulación matemamática de procesos de molienda y clasificación es uno de los campos de la investigación en la mineralurgia más reciente y de una importancia crucial para esta rama de la ciencia, según; Horst [28], Machado L. [41]. Para efectuar dicha simulación, es fundamental la definición de los modelos matemáticos, de forma que cuanto mayor sea la elaboración y complejidad de estos, se conseguirá un mayor ajuste a la realidad de los resultados obtenidos; pero, como contrapartida, mayor número de variables se deberá manejar según Menendez [46].

5.2 VALIDACION EXPERIMENTAL DEL MODELO MATEMATICO

Para la validación experimental del modelo matemático propuesto se

hicierón pruebas experimentales a nivel de planta industrial, y estas se realizó en la planta concentradora de “Huari” La Oroya, la técnica empleada para la validación correspondió a la comparación de los resultados hallados al realizar los experimentos por las dos metodologías tanto el tradicional como el propuesto, esto conlleva a la inducción para la deducción y propuesta de los modelos generales.

5.3. COMPARACIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS AL CALCULAR CON LA METODOLOGÍA TRADICIONAL Y LA METODOLOGÍA “CEBACO”.

En esta parte se va a comparar los resultados obtenidos de los análisis granulométrico entre el calculado por la metodología tradicional y el calculado por la metodología “Cebaco” y se realiza con el objetivo de evaluar la similitud y la diferencia existente entre dichos resultados, obviamente deben de ser similares. En ese sentido se tomaron muestras de las pulpas de los tres flujos del clasificador, en el circuito de clasificación de la planta concentradora “Huari” de La Oroya. Los muestreos para cada caso se hicierón en forma separada pero si en forma simultanea.

El primero: Se tomaron muestras en los 3 flujos del clasificador; se llevaron al laboratorio metalúrgico. Se filtraron, secaron y desgrumaron y luego se elaboró el análisis granulométrico por separado para cada muestra.

El segundo, en forma simultánea se trabajo; con las muestras tomadas de los mismos flujos con el pesapulpa y luego pesados con el densímetro obteniéndose, primero las densidades de pulpa, para obtener los porcentajes de sólidos, con los cuales se calcularon los análisis granulométricos de cada muestra.

5.3.1 PRUEBA PARA DETERMINAR EL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO CON LA METODOLOGÍA TRADICIONAL.

5.3.1.1 Equipos y materiales utilizados:

Se emplearon los siguientes equipos y materiales de laboratorio.

a) Filtro de vacío
b) Secadora de 300°C
c) RO-TAP
d) Cuarteador mecánico de Jones.
e) Hule
f) Juego de Mallas ASTM N°s: 25,60,100,170,200 y 325
g) Cronómetro
h) Balanza electrónica de 200 gr.
i) Bandejas.

5.3.1.2 Procedimiento experimental

Se siguieron los siguientes pasos.

a) Se tomaron muestras en los 3 flujos del clasificador en el alimento; rebose y arenas durante 4 horas en un balde.
b) La pulpa se llevó a laboratorio para filtrarlo; secarlo y desgrumarlo.
c) Después de cuarteos sucesivos por el método del coneo se tomaron muestras, cada una de 500 g.
d) Las muestras se llevaron al RO-TAP y se hizo el tamizado durante 40 minutos por cada muestra.
e) Los retenidos de cada malla se pesaron en la balanza electrónica con mucho cuidado,
f) Con los datos obtenidos se construyó las tablas del análisis granulométrico que se muestran en las tablas 5.1, 5.2 y 5.3.
g) Luego con los análisis granulométricos simples de las tablas 5.1, 5.2 y 5.3., se corrige los datos con la tecnica de la regresión de los mínimos cuadrados y los resultados de los

datos ya corregidos se muestran en las tablas 5.4, 5.5 y 5.6.

5.3.2 DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA SIMPLE ELABORADA SEGÚN LA METODOLOGÍA TRADICIONAL UTILIZANDO EL PESO RETENIDO DE LAS MALLAS.

Las muestras se tomaron en los tres flujos del circuito de molienda - clasificación del molino 5’ x 5’ e hidrociclón D-10.

El trabajo en este caso se realizó como se hace tradicionalmente en la mayoría de las plantas concentradoras y tomando en cuenta los pasos que se describe líneas más arriba en la parte de procedimiento experimental cuyos resultados de los análisis granulométricos se presentan en las tablas 5.1, 5.2 y 5.3.

Tabla 5.1. Análisis granulométrico simple del alimento al clasificador.*Se puede visualizar el análisis granulométrico simple elaborado en base a los datos obtenidos del pesado de los retenidos de cada malla*

Malla	Abertura (micrones)	Peso (g)	%Peso	%Ac (+)	%Ac (-)
48	295	65.5	13.0	13.1	80.,9
60	210	149.5	29.9	43.0	57.0
100	150	105.0	21.0	64.0	36.0
170	90	66.0	13.2	77.2	22.8
200	74	6.5	1.3	78.5	21.5
325	47	36.0	7.2	85.7	14.3
-325	-	71.5	14.3	100.0	0.00
Total	-	500.0	100,0	-	-

Tabla 5.2. Análisis granulométrico simple del rebose del clasificador.*Se puede visualizar el análisis granulométrico simple elaborado en base a los datos obtenidos del pesado de los retenidos de cada malla.*

Malla	Abertura (micrones)	Peso (g)	% Peso	%Ac (+)	%Ac (-)
48	295	1.30	0.26	0.26	99.74
60	210	86.40	17.28	17.54	82.46
100	150	77.65	15.53	33.07	66.93
170	90	82.45	16.49	49.56	50.44
200	74	57,15	11.43	60.99	39.01
325	47	25.30	5.06	66.05	33.95
-325	-	169.75	33.95	100.00	0.00
Total	-	500,00	100.00	-	-

Tabla 5.3. Análisis granulométrico simple de las arenas del clasificador.*Se puede visualizar el análisis granulométrico simple elaborado en base a los datos obtenidos del pesado de los retenidos de cada malla*

Malla	Abertura (micrones)	Peso (grs)	% Peso	%Ac (+)	%Ac (-)
48	295	90.0	18.00	18.00	82.00
60	210	178.85	35.77	53.77	46.23
100	150	118.60	23.72	77.49	22.51
170	90	59.80	11.96	89.45	10.55
200	74	9.10	1.82	91.27	8.73
325	47	13.9	2.98	94.05	5.95
-325	-	29.75	5.95	100.00	0.00
Total	-	500.00	100.00	-	-

5.3.2.1 DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA CALCULADA SEGÚN LA METODOLOGÍA TRADICIONAL UTILIZANDO EL MODELO MATEMÁTICO DE GAUDÍN - SCHUHMANN

Para calcular el análisis granulométrico, según la metodología tradicional; y que sevirá para hacer la comparación con los análisis granulométricos calculados por la metodología de control “Cebaco” se utiliza el modelo matemático de Gaudín-Schuhmann , ya que este modelo matemático es el mas utilizado en América. Para ello en primer lugar se hace la regresion matemática por los mínimos cuadrados y luego se hallan los valores de las constantes del modelo matemático de Gaudín-Schuhmann “m” y “k” según las ecuaciones 4.18 y 4.19 y las aberturas de las mallas 60, 100, 170, 200 y 325 se reemplazan en el modelo matemático referido de la ecuación 4.15: y se obtiene los nuevos análisis granulométricos llamados calculados; las que se visualizan en las tablas 5.4 ,5.5 y 5.6 las mismas que servirán para hacer la comparación.

Tabla 5.4. Análisis granulométrico calculado del alimento al clasificador calculado.*Aquí se visualiza el análisis granulométrico calculado del alimento al clasificador por regresion de mínimos cuadrados tomado como base el análisis granulométrico de la tabla 5.1*

Malla	Abertura (microns)	% Peso	%Ac(+)	%Ac(.)
60	210	56.30	56.30	43.7
100	150	9.00	65.30	34.7
170	90	10.20	75.50	24.5
200	74	3.10	78.60	21.4
325	47	5.70	84.30	15.7
-325	-	15.70	100.00	0.00
Total	-	100.00	-	

Tabla 5.5. Análisis granulométrico calculado del rebose del clasificador. *Aquí se puede visualizar el análisis granulométrico calculado del rebose del clasificador por regresión de mínimos cuadrados tomado como base el análisis granulométrico de la tabla 5.2.*

Malla	Abertura (microns)	% Peso	%Ac(+)	%Ac(-)
60	210	31.40	31.40	68.6
100	150	9.00	40.40	59.6
170	90	11.50	51.90	48.1
200	74	3.80	55,70	44.3
325	47	7.70	63.40	36.6
-325	-	36.60	100.00	0.00
Total		100.00	-	

Tabla 5.6. Análisis granulométrico calculado de las arenas del clasificador. *Aquí se visualiza el análisis granulométrico corregido de las arenas del clasificador por regresion de mínimos cuadrados tomado como base el análisis granulométrico de la tabla 5.3*

Malla	Abertura (microns)	%Peso	%Ac(+)	%Ac(-)
60	210	70.30	70.30	29.70
100	150	8.80	79.10	20.90
170	90	8.60	87.70	12.30
200	74	2.30	90.00	10.00
325	47	3.70	93.70	6.30
-325	-	6.30	100.00	0.00
TotJ	-	100.00	-	

5.4. PRUEBAS DE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO CON LA METODOLOGÍA“CEBACO”

Se tomaron las muestras en los tres flujos del clasificador: alimento, rebose y arenas del clasificador en el circuito de molienda-clasificación en la planta concentradora de “Huari” de La Oroya.

Y se obtuvieron los siguientes datos:

A. Alimento al clasificador

Gravedad específica = 3,2 g/cc.

Densidad de pulpa = 1710 g/litro

Porcentaje de sólidos = 60,4%

Malla (+60)

Densidad de pulpa = 1440 g/litro

Porcentaje de sólidos = 44,4%

Reemplazando los datos de las densidades y de los porcentajes de sólidos en la fórmula 4.13 se obtiene:

$$\%Ac(+) = \frac{44.4x1440}{60.4x1710}x100 = 61.9\%$$

$$\%Ac(-) = 100 - 61.9 = 38.1\%$$

Malla (200)

Densidad de pulpa = 1550g/litro

Porcentaje de sólidos = 51,6%

Reemplazando estos valores en la fórmula 4.13 se obtiene:

$$\%Ac(+) = \frac{51.6x1550}{60.4x1710}x100 = 77.4\%$$

$$\%Ac(-) = 100 - 77.4 = 22.6\%$$

El resumen de los datos calculados se puede visualizar en la siguiente tabla 5.7:

Tabla 5.7. Resumen de datos calculados con valores obtenidos del densímetro. *En la tabla se puede visualizar los porcentajes acumulados pasantes y retenidos del mineral alimentado al clasificador calculado a partir de los datos del densímetro*

Malla	Abertura (micrones)	%Ac(+)	%Ac(-)
60	210	61.9	38.1
200	74	77.4	22.6

Utilizando el modelo de GAUDÍN -SCHUHMANN

Los valores de abertura de las mallas(x) y los acumulados pasantes (y) de la tabla 4.10 reemplazando en la ecuación 4.18 se obtiene el valor de "m":

$$m = \frac{\log(38.1/226)}{\log(210/74)} \quad \rightarrow \quad m = 0.50$$

Reemplazando el valor de "m" en la ecuación (4.19) se obtiene el valor de "k":

$$K = \frac{(100)^{0.5}}{(22.6)^{0.5}} x74 \quad \rightarrow \quad K = 1449$$

Luego se reemplazan los valores de "m" y de "k" en la ecuación (4.15) y se obtiene el modelo matemático de Gaudin-Schuhmann según la ecuación 5.1:

$$Y = 100\left(\frac{x}{1449}\right)^{0.5} \qquad 5.1$$

Utilizando el modelo de ROSÍN-RAMMLER

Los valores de los Ac (+) y de las aberturas de las mallas de la tabla 5.7 reemplazando en la ecuación 4.25 se calcula el valor de "m":

$$m.\log\frac{(210)}{74} = \log\frac{[\ln 100/61.9]}{\ln(100/22.4)}$$

m = 0,60

Reemplazando el valor de “m” en la ecuación 4.27 se obtiene el valor de “k”:

$$K = 210/\left[\sqrt[0.60]{\ln(100/61.9)}\right] \rightarrow \qquad K = 715$$

Luego reemplazando los valores de “m” y de “k” en la ecuación (4.21) se obtiene el modelo matemático de Rosín- Rammler [61] y la que se visualiza en la ecuación 5.2 que gobierna la distribución granulométrica del mineral en el alimento del clasificador:

$$G(x) = 100e^{-(x/715)^{0.60}} \qquad 5.2$$

B.Arenas del clasificador:

Gravedad específica = 3.2 g/CC.

Densidad de pulpa = 2470 g/l

Porcentaje de sólidos = 86.6%

Malla (+60)

Densidad de pulpa = 2090 g/l

Porcentaje de sólidos = 75.8%

Reemplazando los valores de las densidades y porcentajes de sólidos respectivos en la fórmula 4.13 se obtiene:

$$\%Ac(+) = \frac{75.8x2090}{86.6x2470}x100 = 74.1\%$$

$$\%Ac(-) = 100 - 74.1 = 25.9\%$$

Malla (200)

Densidad de pulpa = 2380 g/l

Porcentaje de sólidos= 84.3 %

Luego:

$$\%Ac(+) = \frac{84.3x2380}{86.6x2470}x100 = 93.8\%$$

$$\%Ac(-) = 100 - 93.8 = 6.7\%$$

El resumen de los datos calculados se puede visualizar en la tabla 5.8.

Tabla 5.8. Resumen de datos calculados con valores obtenidos del densímetro.*Se puede visualizar los porcentajes retenidos y pasantes de la muestra tomada de las arenas del clasificador*

Malla	Abertura (micrones)	%Ac(+)	%Ac-
60	210	74.1	25.9
200	74	93.8	6.2

Utilizando el modelo de GAUDÍN-SCHUHMANN

Los valores de la tabla 5.8 reemplazando en la ecuación 4.18 se obtiene el valor de “m” luego reemplazando el valor de “m” en la ecuación 4.19 se obtiene el valor de “k”:

$$m = \frac{\log(25.9/6.2)}{\log(210/74)} \quad \rightarrow \quad m = 1.37$$

$$K = \frac{(100)^{1/1.37}}{6.2} x74 \quad \rightarrow \quad K = 563$$

Luego reemplazando los valores de “m” y de “k” en la ecuación 4.15 se obtiene el modelo matemático de Gaudín-Schuhmann [64] que se

visualiza en la ecuación 5.3:

$$Y = 100\left(\frac{x}{563}\right)^{1.37} \tag{5.3}$$

Utilizando el modelo de ROSÍN-RAMMLER

Los valores de la tabla 5.8 de los%Ac (+) y de las aberturas de las mallas reemplazando en las ecuaciones 4.25 y 4.27 se obtienen los valores de "m" y de "k":

$$m.\log\frac{(210)}{74} = \log\frac{[\ln(100/74.1)]}{\ln(100/93.8)}$$

$$m = 1.48$$

$$K = 210/\left[\sqrt[1.48]{\ln(100/74.1)}\right] \quad \rightarrow \quad K = 474$$

Luego reemplazando los valores calculados de "m" y de "k" en la ecuacion 4.21 se obtiene el modelo matemático de Rosín - Rammler [61] que se visualiza en la ecuación 5.4:

$$G(x) = 100e^{-(x/4.74)^{1.48}} \tag{5.4}$$

C. Muestra del rebose del clasificador

Gravedad específica mineral = 3.2 g/cc.

Densidad de pulpa = 1270 g/litro

Porcentaje de sólidos = 30.9 %

Malla (+60)

Densidad de pulpa = 1040 g/l

Porcentaje de sólidos = 5.0 %

Reemplazando los valores de las densidades y los porcentajes de sólidos en la fórmula 4.13 se obtiene:

$$\%Ac(+) = \frac{5.6 + 1040}{30.9x1270} x100 = 14.8\%$$

$$\%Ac(-) = 100 - 74.8 = 85.2\%$$

Malla (200)

Densidad de pulpa = 1130 g/litro

Porcentaje de sólidos = 16.7%

Luego:

$$\%Ac(+) = \frac{16.7x11.30}{30.9x1270} x100 = 48.1\%$$

$$\%Ac(-) = 100 - 48.1 = 51.9\%$$

El resumen de los datos calculados se visualiza en la tabla 5.9:

Tabla 5.9. Resumen de los datos con valores obtenidos del densímetro. *Se visualiza los porcentajes retenidos y pasantes de la muestra tomada del rebose del clasificador*

Malla	Abertura (micrones)	%Ac(+)	%Ac(-)
60	210	74.8	85.9
200	74	93.1	51.9

Utilizando el modelo de GAUDÍN-SCHUHMANN

Los valores de la tabla 5.9 reemplazando en las ecuaciones 4.18 y 4.19 se obtienen los valores de “m” y de “k”:

$$m = \frac{\log(85.2/519)}{\log(210/74)} \quad \rightarrow \quad m = 0.47$$

$$k = \frac{(100)^{1/0.47}}{51.9} x74 \quad \rightarrow \quad K = 299$$

Luego reemplazando estos valores en la ecuación 4.15 se obtiene el modelo matemático de Gaudin-Schuhmann que se visualiza en la

ecuación 5.5:

$$Y = 100\left(\frac{x}{299}\right)^{0.47} \tag{5.5}$$

Utilizando el modelo de ROSÍN-RAMMLER

Reemplazando los datos de la tabla de la tabla 5.9 en las ecuaciones 4.25 y 4.27 se calculan los valores de “m” y de “k”:

$$m.\log\frac{(210)}{74} = \log\frac{[\ln(100/74.8)]}{\ln(100/48.1)}$$

$$m = 0.92$$

$$K = 210/\left[\sqrt[0.92]{\ln(100/14.8)}\right] \rightarrow \qquad K = 104$$

Luego reemplazando estos valores en la ecuación 4.21 se obtiene el modelo de Rosín - Rammler que se visualiza en la ecuación 5.6:

$$G(x) = 100e^{-(x/104)^{0.92}} \tag{5.6}$$

5.4.1 DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA CALCULADO SEGÚN LA METODOLOGÍA “CEBACO”.

Para calcular los análisis granulométricos en los tres flujos del clasificador por la metodología “cebaco”, en primer lugar se utilizó el modelo matemático de Gaudín-Schuhmann para que la comparación sea coherente ya que con ella también se cálculo los análisis granulométricos por la metodología tradicional, en segundo lugar se utilizaron los modelos matemáticos que se visualizan en las ecuaciones 5.1., 5.2 y 5.3 y en ella se reemplazaron las aberturas de las mallas 60, 100, 170, 200 y 325 en primera instancia se obtuvieron los porcentajes acumulados pasantes (%Ac(-)) y luego los análisis granulométricos completo, los que se pueden visualizar en las tablas 5.10, 5.11 y 5.12.

Tabla 5.10. Análisis granulométrico calculado del alimento al clasificador.*Aquí se visualiza el análisis granulométrico del alimento al clasificador calculado con la metodología "Cebaco"*

Malla	Abertura (microns)	% Peso	%Ac(+)	%Ac(.)
60	210	61.9	61.9	38.1
100	150	5.9	67.8	32.2
170	90	7.3	75.5	24.9
200	74	2.3	77.4	22.6
325	47	4.6	82.0	18.0
-325	-	18.00	100.00	0.00
Total	-	100.00	-	

Tabla 5.11. Análisis granulométrico calculado del rebose del clasificador.*Aquí se visualiza el análisis granulométrico del rebose del clasificador calculado con la metodología "Cebaco".*

Malla	Abertura (microns)	%Peso	%Ac(+)	%Ac(-)
60	210	15.3	15.3	84.7
100	150	12.4	27.7	72.3
170	90	15.5	43.2	56.8
200	74	4.9	48.1	51.9
325	47	10.0	58.1	41.9
-325	-	41.9	100.00	0.00
Total	-	100.00	-	

Tabla 5.12. Análisis granulométrico calculado de las arenas del clasificador. *Aquí se visualiza el análisis granulométrico de las arenas del clasificador calculado con la metodología "Cebaco".*

Malla	Abertura (micrones)	%Peso	%Ac(+)	%Ac(-)
60	210	74.1	74.1	25.9
100	150	16.4	83.7	16.3
170	90	8.1	91.9	8.1
200	74	6.2	93.8	6.2
325	47	2.9	96.7	3.3
-325	-	3.3	0.00	0.00
Total	-	100.00	-	

5.5. COMENTARIO Y ANÁLISIS DE LA COMPARACIÓN DE LOS ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS CALCULADOS POR LAS DOS METODOLOGÍAS.

Visualizando y comparando la tabla 5.4 con la 5.10, la tabla 5.5 con la 5.11 y la tabla 5.6 con la 5.12 se puede notar que los resultados de dichos análisis granulométricos no difieren mucho siendo al contrario bastante parecido con la que podemos aseverar que la hipótesis del presente trabajo tiene fundamento y consistencia. Los análisis y las comparaciones de los resultados obtenidos por las dos metodologías y con aplicación ya del software Goliat 0.2 se verá más adelante en el capÍtulo VII.

5.6. RESUMEN DE LOS MODELOS MATEMÁTICOS PROPUESTOS Y UTILIZADOS PARA DETERMINAR LAS CONSTANTES DE LOS MODELOS MATEMÁTICOS DE GAUDÍN-SCHUHMANN Y DE ROSÍN-RAMMLER.

De la figura 5.1, clásica de un circuito de molienda-clasificación y de la deducción de los cálculos realizados según las ecuaciones: (4.14), (4.15), (4.16), (4.17), (4.18), (4.19), (4.21), (4.22), (4.23) , (4.24), (4.25) y (4.26) se puede inducir a obtener los modelos matemáticos generales que serviran para calcular los valores de las constantes de los modelos matemáticos de Gaudín – Schuhmann y Rosín-Rammler para cualquier prueba de control de procesos con tan solamente 2 mallas, cualquiera sean ellas.

5.6.1 MODELOS PARA OBTENER EL MODELO MATEMÁTICO DE GAUDÍN – SCHUHMANN

Si: $Y = 100\,(x/k)^{m}$

El problema radica en hallar los valores de “m” y “k”

A. Para el cálculo de “m”

$$m = \frac{\log\left(\frac{yi}{yj}\right)}{\log\left(\frac{xi}{xj}\right)} \tag{5.7}$$

Donde:

Yi = % AC (-) de la malla (i)

Yj = % AC (-) de la malla (j)

Xi = Abertura de la malla (i)

Xj = Abertura de la malla (j)

B. Para el cálculo de "k"

$$K = \left(\frac{100}{yi}\right)^{m} .xi = \left(\frac{100}{yi}\right)^{m} .xj \qquad (5.8)$$

5.6.2 MODELOS PARA OBTENER EL MODELO MATEMÁTICO DE ROSÍN – RAMMLER

Si: $G(x) = 100e^{-(x/k)\,m}$

A. Para el cálculo de "m"

$$m = \frac{Log\left[\frac{\ln\left(\frac{100}{Gi}\right)}{ln\left(\frac{100}{Gj}\right)}\right]}{Log\left(\frac{x_i}{x_j}\right)} \qquad 5.9$$

B. Para el cálculo de "k"

$$K = \frac{xi}{\sqrt[m]{\ln\left(\frac{100}{Gi}\right)}} = \frac{xj}{\sqrt[m]{\ln\left(\frac{100}{Gj}\right)}} \qquad (5.10)$$

Donde:

Xi = abertura de la malla (i)

Xj = abertura de la malla (j)

G_i = % Ac (+) de la malla (i)

G_j = % Ac (+) de la malla (j)

5.6.3 MODELO MATEMÁTICO PARA EL CÁLCULO DE LOS ACUMULADOS RETENIDOS Y PASANTES.

$$Gi = \frac{\%Si.Pi}{\%S_{Ti}} x\ 100 \qquad (5.11)$$

$$Yi = 100 - Gi \qquad (5.12)$$

Donde:

Gi = % Ac (+) de la malla (i)

Yi = % Ac (-) de la malla (i)

%Si = Porcentaje de sólidos de la pulpa hecha con la fracción retenida de la malla (i) más agua.

% S_{Ti} = Porcentaje de sólidos de la muestra tomada en cada flujo del clasificador antes del mallaje (i)

Pi = Peso de 1 litro de pulpa compuesta por el mineral de la fracción retenida de la malla (i) más agua adicionada.

P_{Ti} = Peso total de 1 litro de pulpa de la muestra tomada en cada flujo del clasificador antes del mallaje (i)

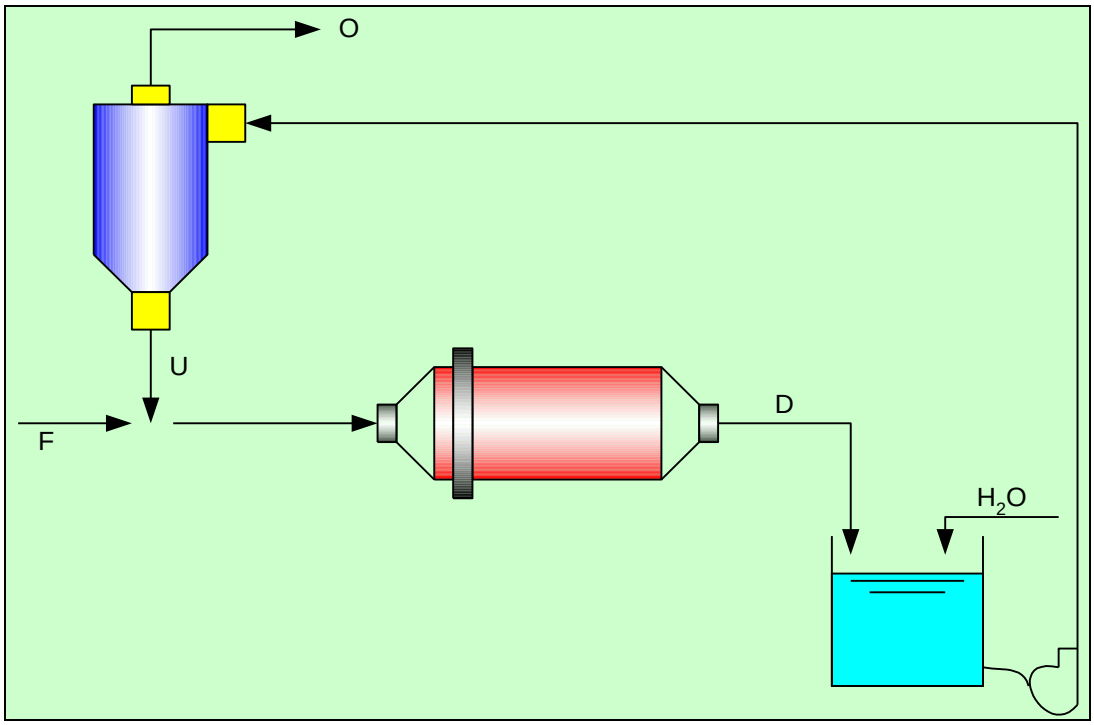


Figura 5.1. **Circuito *de molienda-clasificación* [7]**. *Los puntos de muestreo para la aplicación de la metodología cebaco son en los flujos O, U y en el alimento al hidrociclón.*

5.7 MODELAMIENTO MATEMATICO CON LOS MULTIPLICADORES DE LAGRANGRE PARA CORREGIR LOS RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS GRANULOMÉTRICOS

Para corregir los datos obtenidos de los cálculos de los análisis granulométricos, se va aplicar los modelos matemáticos de los multiplicadores de lagrange [34]. Para lo cual se parte del circuito inverso de molienda-clasificación, según la figura 5.2

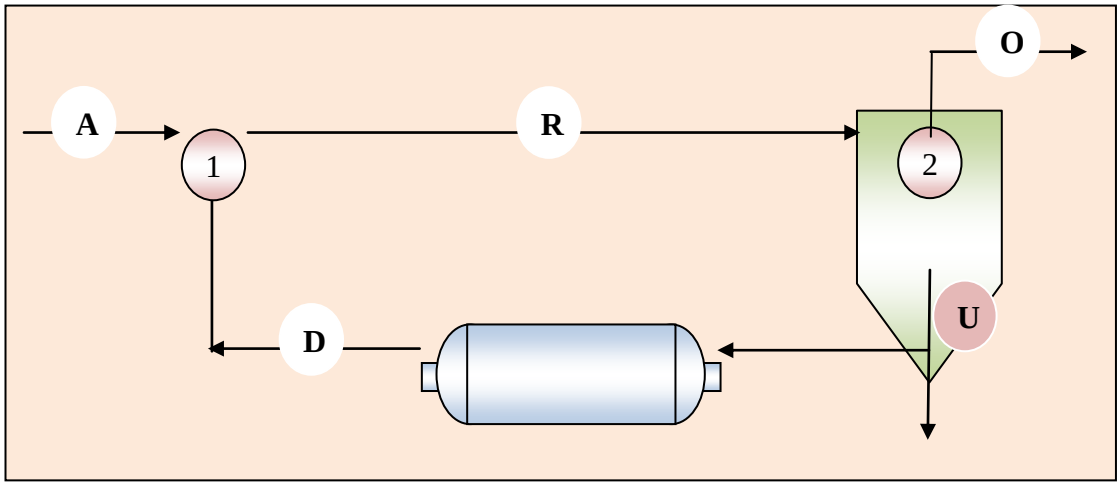


Figura.5.2: Circuito Inverso de Molienda-Clasificación (elaboración propia)

Donde:

A = Alimentación continua al circuito

R = Alimentación continua + descarga

D = Descarga del molino

O = Overflow

U = Underflow

5.7.1 Balance general del círcuito molienda-clasificación

Entrada + generación = Salida + acumulación + consumo

Entrada = Salida

$$A = O \tag{5.13}$$

Asumiendo: alimentación = 1, entonces: O = 1

Alimentación al circuito + carga circulante deben de ser mayores que 1, luego:

$$R = \propto \quad (5.14)$$

Descarga del molino es igual a lo que ingresa al molino:

$$D = U \quad (5.15)$$

El underflow es estimado por diferencia en el nodo 2:

$$R = O + U$$

$$U = \propto - 1 \quad (5.16)$$

5.7.2. Balance de materia en el nodo 1

5.7.2.1 Balance general:

$$A + D = R \quad (5.17)$$

5.7.2.2 Balance ponderado-porcentajes:

$$A.a + D.d = R.r \quad (5.18)$$

Reemplazando las condiciones:

$$A = 1$$

$$D = \propto - 1$$

$$R = \propto$$

$$1.a + (\propto - 1).d = (\propto).r$$

$$a + (\propto - 1).d - (\propto).r = 0 \quad (5.19)$$

Donde:

a, d, r = Porcentajes en Peso de las Corrientes de A, D y R respectivamente

5.7.3 Balance de materia en el nodo 2

5.7.3.1 Balance general:

$$O + U = R \quad (5.20)$$

5.7.3.2 Balance ponderado-porcentajes:

$$O.o + U.u = R.r \quad (5.21)$$

Reemplazando las condiciones:

$\boldsymbol{O} = \mathbf{1}$

$\boldsymbol{U} = \propto - \mathbf{1}$

$\boldsymbol{R} = \propto$

$1.o + (\propto - 1).u = (\propto).r$

$$o + (\propto - 1).u - (\propto).r = 0 \qquad (5.22)$$

Donde:

$\boldsymbol{o}, \boldsymbol{u}, \boldsymbol{r}$ = Porcentajes en peso de las corrientes de O (overflow), U (underflow) y R (alimentación) en el clasificador (nodo 2) respectivamente.

5.7.4 Cálculo del factor ajuste del análisis de malla

Los datos experimentales tomados del proceso con los que se cuenta en la tabla (5.13) corresponden a las corrientes del hidrociclón D-10 de la planta concentradora de “Huari”, es por ello que con base en la ecuación 5.22 se estima el factor de ajuste de análisis de malla para el nodo 2 del circuito molienda-clasificación es decir específicamente en el clasificador.

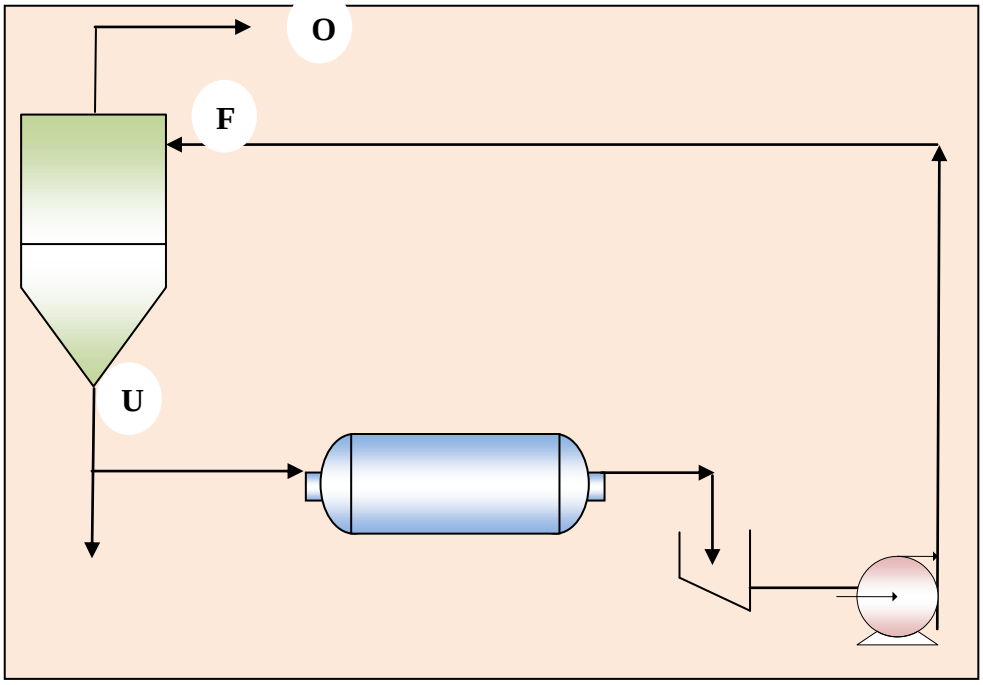


Figura 5.3. Circuito directo de molienda-clasificación de la planta concentradora de "Huari". (Elaboración propia)

Para el circuito de la figura 5.3 se tiene el siguiente análisis de malla:

Tabla 5.13: Datos de los análisis de mallas sin ajustar de los flujos del hidrociclón D-10 de la planta concentradora de "Huari".

MALLA	ABERTURA	F	O	U	FCC (R)
48	295	27,90	11,60	36,70	3,84
60	210	11,10	6,80	13,10	2,20
100	150	10,80	6,90	11,70	2,01
150	105	8,80	8,60	9,30	1,77
200	74	5,40	8,00	4,50	1,68
270	54	3,50	7,00	2,30	2,05
-270	54	32,50	51,10	22,40	2,11

El Factor de carga circulante (R) se estima mediante el siguiente modelo:

$$R = \frac{F-R}{F-U} \qquad (\propto)$$

Se puede apreciar que el factor de carga circulante (R) varía en cada malla, esto se debe a errores de medición, errores en los instrumentos y muchos otros factores, el objetivo del método de balance de materia es ajustar los datos de análisis de malla de cada corriente de modo que al calcular los valores de R este sea constante en todos los casos.

Para las corrientes del clasificador se tiene:

5.7.5 Balance general:

$$F = O + U \qquad (5.23)$$

5.7.5.1 Balance ponderado-porcentajes:

$$f.F = o.O + u.U \qquad (5.24)$$

Donde:

F = Alimentación al clasificador

O = Overflow

U = Underflow

$o, u, f =$ Porcentajes en peso de las corrientes de O (overflow), U (underflow) y F (alimentación) en el clasificador (nodo 2) respectivamente.

Reemplazando las condiciones para las corrientes del clasificador:

Asumiendo: alimentación = 1

$$F = 1 \tag{5.25}$$

Por lógica si $F = 1$, entonces $O \neq 1$, se le puede estimar aquí un valor:

$$O = \propto \tag{5.26}$$

Reemplazando en la ecuación 5.23:

$$F = O + U$$

$$1 = \propto + U$$

$$U = 1 - \propto \tag{5.27}$$

Finalmente reemplazando las ecuaciones 5.25, 5.26 y 5.27 en la ecuación 5.24.

$$f.F = o.O + u.U \tag{5.28}$$

$$f = \propto.o + (1 - \propto)u \tag{5.29}$$

De donde se estima el parámetro r_k:

$$r_k = f_k - \propto.o_k - (1 - \propto)u_k \tag{5.30}$$

Reordenando:

$$r_k = f_k - \propto.o_k - 1.u_k + \propto.u_k$$

$$r_k = (f_k - u_k) + \propto.(u_k - o_k) \tag{5.31}$$

Donde:

η_k =Representa el error correspondiente a los datos experimentales de análisis de malla para el valor k de la tabla 5.13 (si los valores son perfectos este parámetro debería ser igual a cero)

5.7.6 Cálculo de la sumatoria del cuadrado de los errores

Para estimar la sumatoria del cuadrado de los errores valor que se requiere para la optimización, utilizando el siguiente modelo:

$$S = \eta_k{}^2$$

Reemplazando en la ecuación 5.31:

$$S = \sum_{k=1}^{n} [(f_k - u_k) + \propto.(u_k - o_k)]^2$$

Obviamos temporalmente el operador sumatoria por comodidad y luego efectuando:

$$S = [(f_k - u_k) + \propto.(u_k - o_k)]^2 = (f_k - u_k)^2 + 2.(f_k - u_k).\propto.(u_k - o_k) + \propto^2.(u_k - o_k)^2$$

5.7.7 Cálculo del parámetro $\propto$

Para estimar el parámetro $\propto$ se requiere minimizar la sumatoria de los errores S, para lograr esto se deriva S respecto de $\propto$ y se iguala a cero, así de la expresión anterior:

$$\frac{\partial S}{\partial \propto} = \frac{\partial[(f_k - u_k)^2 + 2.(f_k - u_k).\propto.(u_k - o_k) + \propto^2.(u_k - o_k)^2]}{\partial \propto} = 0$$

$$2.(f_k - u_k)(u_k - o_k) + 2.\propto.(u_k - o_k)^2 = 0$$

$$\propto.(u_k - o_k)^2 = -(f_k - u_k)(u_k - o_k)$$

$$\propto = \frac{(f_k - u_k)(o_k - u_k)}{(u_k - o_k)^2}$$

El cual finalmente es equivalente a la siguiente expresión:

$$\propto = \frac{\sum_{k=1}^{n}[(f_k - u_k)(o_k - u_k)]}{\sum_{k=1}^{n}(o_k - u_k)^2} \qquad (5.32)$$

5.7.8 Aplicación del método de los multiplicadores Indeterminados de Lagrange [34].

En esta parte ya se puede aplicar el algoritmo de Lagrange para lo cual se requiere igualar la ecuación 5.30 a cero:

$$\boldsymbol{r_k} = \boldsymbol{f_k} - \propto . \boldsymbol{o_k} - (\mathbf{1} - \propto)\boldsymbol{u_k} \qquad (5.33)$$

$$\boldsymbol{r_k} - \boldsymbol{f_k} + \propto . \boldsymbol{o_k} + (\mathbf{1} - \propto)\boldsymbol{u_k} = 0 \qquad (5.34)$$

En términos de valores de ajuste la ecuación 5.34 puede escribirse así:

$$\boldsymbol{r_{ka}} - \boldsymbol{f_{ka}} + \propto . \boldsymbol{o_{ka}} + (\mathbf{1} - \propto)\boldsymbol{u_{ka}} = 0 \qquad (5.35)$$

Donde:

$\boldsymbol{f_{ka}}, \boldsymbol{o_{ka}}, \boldsymbol{u_{ka}}$: Son los valores de ajuste del método de Lagrange correspondientes a las corrientes de alimentación (F), overflow (O) y underflow (U) respectivamente.

El método requiere que todos los ajustes sean tan pequeños como sea posible, el método involucra la minimización de la función L definida como:

$$L = \sum_{K=1}^{n} \left({f_{ka}}^2 + {o_{ka}}^2 + {u_{ka}}^2 \right) + 2. \sum_{K=1}^{n} \lambda_k (r_{ka} - f_{ka} + \propto . o_{ka} + (1 - \propto) u_{ka})$$

Ahora derivando parcialmente L respecto a cada una de las incógnitas:

$\boldsymbol{f_{ka}}, \boldsymbol{o_{ka}}, \boldsymbol{u_{ka}}, \lambda_k$, respectivamente:

$$\frac{\partial L}{\partial f_{ka}} = 2. \boldsymbol{f_{ka}} - \mathbf{2}\lambda_k = 0 \qquad \boldsymbol{f_{ka}} = \lambda_k \qquad (a)$$

$$\frac{\partial L}{\partial o_{ka}} = 2. \boldsymbol{o_{ka}} + \mathbf{2}\lambda_k . \propto = 0 \qquad \boldsymbol{o_{ka}} = -\lambda_k \propto \qquad (b)$$

$$\frac{\partial L}{\partial u_{ka}} = 2. \boldsymbol{u_{ka}} + \mathbf{2}\lambda_k (1 - \propto) = 0 \qquad \boldsymbol{u_{ka}} = -\lambda_k (1 - \propto) \qquad (c)$$

$$\frac{\partial L}{\partial \lambda_k} = 2(r_{ka} - f_{ka} + \propto . o_{ka} + (1 - \propto) u_{ka}) = 0$$

$$r_{ka} - f_{ka} + \propto . o_{ka} + (1 - \propto) u_{ka} = 0$$

$$r_{ka} = f_{ka} - \propto . o_{ka} - (1 - \propto) u_{ka} \qquad (5.37)$$

Reemplazando las ecuaciones (a), (b), (c) en la ecuación 5.37:

$$r_{ka} = \lambda_k - \propto (-\lambda_k \propto) - (1 - \propto)\left(-\lambda_k (1 - \propto)\right)$$

$$r_{ka} = \lambda_k + \propto^2 \lambda_k + (1 - \propto)^2 \lambda_k$$

$$r_{ka} = [1 + \propto^2 + (1 - \propto)^2] \lambda_k \qquad (5.38)$$

Ahora definiendo el parámetro h como:

$$r_k = h.\lambda_k \qquad (5.39)$$

Donde:

$$h = [1 + \propto^2 + (1-\propto)^2] \qquad (5.40)$$

Para finalizar se combinan las ecuaciones (a), (b), (c) en la ecuación 5.39.

$$\boldsymbol{f_{ka}} = \lambda_k \qquad \boldsymbol{f_{ka}} = \frac{r_k}{h} \qquad (a.1)$$

$$\boldsymbol{o_{ka}} = -\lambda_k \propto \qquad \boldsymbol{o_{ka}} = -\frac{r_k}{h}.\propto \qquad (b.1)$$

$$\boldsymbol{u_{ka}} = -\lambda_k(1-\propto) \qquad \boldsymbol{u_{ka}} = -\frac{r_k}{h}.(1-\propto) \qquad (c.1)$$

5.7.9 Cálculo de los valores ajustados de análisis de malla

Por último se encuentra los valores ajustados de análisis de malla para cada corriente:

$$\hat{\boldsymbol{f}} = \boldsymbol{f_k} - \boldsymbol{f_{ka}} \qquad (a.2)$$

$$\hat{\boldsymbol{o}} = \boldsymbol{o_k} - \boldsymbol{o_{ka}} \qquad (b.2)$$

$$\hat{\boldsymbol{u}} = \boldsymbol{u_k} - \boldsymbol{u_{ka}} \qquad (c.2)$$

Condicionado por:

$$\propto = \frac{\sum_{k=1}^{n}[(\boldsymbol{f_k}-\boldsymbol{u_k})(\boldsymbol{o_k}-\boldsymbol{u_k})]}{\sum_{k=1}^{n}(\boldsymbol{o_k}-\boldsymbol{u_k})^2}$$

(5.40)

$$\boldsymbol{r_k} = \boldsymbol{f_k} - \propto.\boldsymbol{o_k} - (\mathbf{1}-\propto)\boldsymbol{u_k}$$

(5.41)

$$h = [1 + \propto^2 + (1-\propto)^2] \qquad (5.41)$$

Donde:

$\hat{\boldsymbol{f}}$ = Valor ajustado de porcentaje en peso para la corriente de alimentación (F) en el clasificador

$\hat{\boldsymbol{o}}$ = Valor ajustado de porcentaje en peso para la corriente del overflow (O) en el clasificador

$\hat{\boldsymbol{u}}$ = Valor ajustado de porcentaje en peso para la corriente del underflow (U) en el clasificador

f = Valor experimental de porcentaje en peso para la corriente de alimentación (F) en el clasificador

o = Valor experimental de porcentaje en peso para la corriente del overflow (O) en el clasificador

u = Valor experimental de porcentaje en peso para la corriente del underflow (U) en el clasificador

f_{ka}, o_{ka}, u_{ka} : Son los valores de ajuste del método de Lagrange correspondientes a las corrientes de alimentación (F), overflow (O) y underflow (U) respectivamente.

5.7.10 Solución del método de ajuste de análisis de malla mediante software.

Para la solución del problema de balance metalúrgico en cada corriente descrita utilizando las ecuaciones (a.2), (b.2), (c.2) y las ecuaciones condicionantes 5.30, 5.32 y 5.40 para estimar los valores ajustados de análisis de malla para las corrientes de alimentacion, overflow y underflow en un clasificador la solución se obtiene utilizando la herramienta software desarrollado en el entorno del lenguaje gráfico de programación LabVIEW, cuya aplicación esta en el software Goliat 0.2, mediante esta herramienta se obtienen los datos ajustados exactos hasta con varias cifras de precisión, de este modo se consigue minimizar el error y llevarlo próximo a cero, consecuentemente los balances de materia en cada corriente se hacen exactos, los valores ajustados de análisis de malla obtenidos mediante el software mencionado se resumen en la tabla 5.14. Se puede ver que el factor de carga circulante se hace constante para todas las mallas, con lo cual se puede decir que los balances son exactos para estos valores ajustados, estos datos fueron extraídos directamente del software y pueden trabajar para cualquier conjunto de datos que se alimenten, para concluir queda demostrado que la herramienta software Goliat 0.2 implementada para la metodología “Cebaco” trabaja eficientemente.

Tabla 5.14.Datos ajustados de análisis de malla para los flujos del hidrociclón D-10 de la planta concentradora de "Huari" de la tabla 5.13 mediante el software Goliat 0.2.

MALLA	ABERTURA	F	O	U	FCC (R)
48	295	27,9462	11,5839	36,6698	1,87566
60	210	10,9766	6,84290	13,1804	1,87566
100	150	10,3025	7,07297	12,0244	1,87566
150	105	8,96592	8,54230	9,19177	1,87566
200	74	5,60506	7,92868	4,36624	1,87566
270	54	3,78092	6,90231	2,11676	1,87566
-270	54	32,4225	51,1269	22,4504	1,87566

CAPITULO VI

IMPLEMENTACIÓN DE LA METODOLOGÍA “CEBACO” EN EL CONTROL DE PROCESOS EN EL CIRCUÍTO DE MOLIENDA-CLASIFICACIÓN

6.1 GENERALIDADES

Para la implementación de la metodología “Cebaco” en el control de procesos en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora, se fundamenta en que una vez obtenido los datos en planta es necesario hacer los cálculos respectivos para determinar los valores de las variables principales del proceso, entonces es necesario que estos cálculos sean casi al instante, por eso la propuesta de la implementación de un software para la ejecución de ella, y se eligió el lenguaje de programación labVIEW. Tal como lo expresa A.M.Lázaro [36] LabVIEW es un lenguaje de programación gráfico para el diseño de sistemas de adquisición de datos, instrumentación y control de procesos, que permite diseñar interfaces de usuario mediante una consola interactiva basada en software.

6.2 PROGRAMACIÓN FRAFICA labVIEW.

Cuando se diseña programas con LabVIEW se trabaja sobre un código gráfico denominado VI, es decir, un instrumento virtual. Conceptualmente el trabajo consistió en crear VI's a partir de especificaciones funcionales diseñadas separando las tareas por bloques. Este VI puede utilizarse en cualquier otra aplicación como una sub-función dentro de un programa general. Los VI's se caracterizan por ser una especie de "caja negra" que cuenta con su respectivo símbolo que generalmente refleja su función, una interfaz de usuario, entradas y salidas con color de identificación de tipo de dato y por supuesto, ser reutilizables.

En el ambiente de trabajo de LabVIEW existen dos paneles, el panel frontal y el panel de programación o diagrama de bloques; en el panel frontal se diseña la interfaz con el usuario.

Y en el panel de programación se relacionan los elementos utilizados en la interfaz mediante operaciones que determinan en sí como funciona el programa o el sistema, exactamente es la parte donde se realizan las especificaciones funcionales según Koyarki [35].

6.3 INTERFASE GRÁFICA DE PROGRAMACIÓN Lab VIEW

Lab VIEW (Laboratory Virtual Instrument Engineering Workbench) es un lenguaje poderoso de instrumentación y análisis para PCs que corre bajo varios sistemas operativos incluyendo Microsoft Windows. Lab VIEW se distingue de la naturaleza secuencial de los lenguajes tradicionales de programación y provee un ambiente de programación gráfico con todas las herramientas necesarias para la adquisición, análisis y presentación de datos.

Con este lenguaje gráfico de programación llamado “G”, se puede programar utilizando una notación de diagramas de bloques, que es la notación de diseño natural para los ingenieros y científicos. Después de que se ha creado el programa con diagrama de bloques, LabVIEW lo compila en código de máquina [48].

LabVIEW integra la adquisición, el análisis y la presentación de datos en un solo sistema. Para adquirir datos y controlar instrumentos, LabVIEW tiene funciones de RS-232 / 485, VISA (Virtual Instrument Software Architecture), y también soporta tarjetas insertables de adquisición de datos, DAQ. Existen librerías de instrumentos que contienen manejadores para cientos de instrumentos y simplifican las aplicaciones de control de instrumentos. Para análisis de datos, la extensa librería de análisis contiene funciones para generación de señales, filtros de procesamiento de señales, ventanas, estadística, regresión, álgebra lineal y aritmética de arreglos, Humberto Rios [57].

Según; Arévalo, Quiñones y Vallejo [3] sostienen que los instrumentos virtuales o Vi son elementos de programación elaborados en labVIEW por medio de los cuales se adquieren, procesan, presentan y almacenan datos procedentes de la señal de un sensor.

6.4 ELABORACIÓN DEL ALGORITMO

El algoritmo del programa para la implementación del software Goliat 0.2 se elaboró , teniendo en cuenta los principios mencionados anteriormente según la metodología “cebaco”, que son el diseño y la formulación de los modelos matemáticos que sirven para realizar los cálculos respectivos y esto se puede visualizar en la figura 6.1

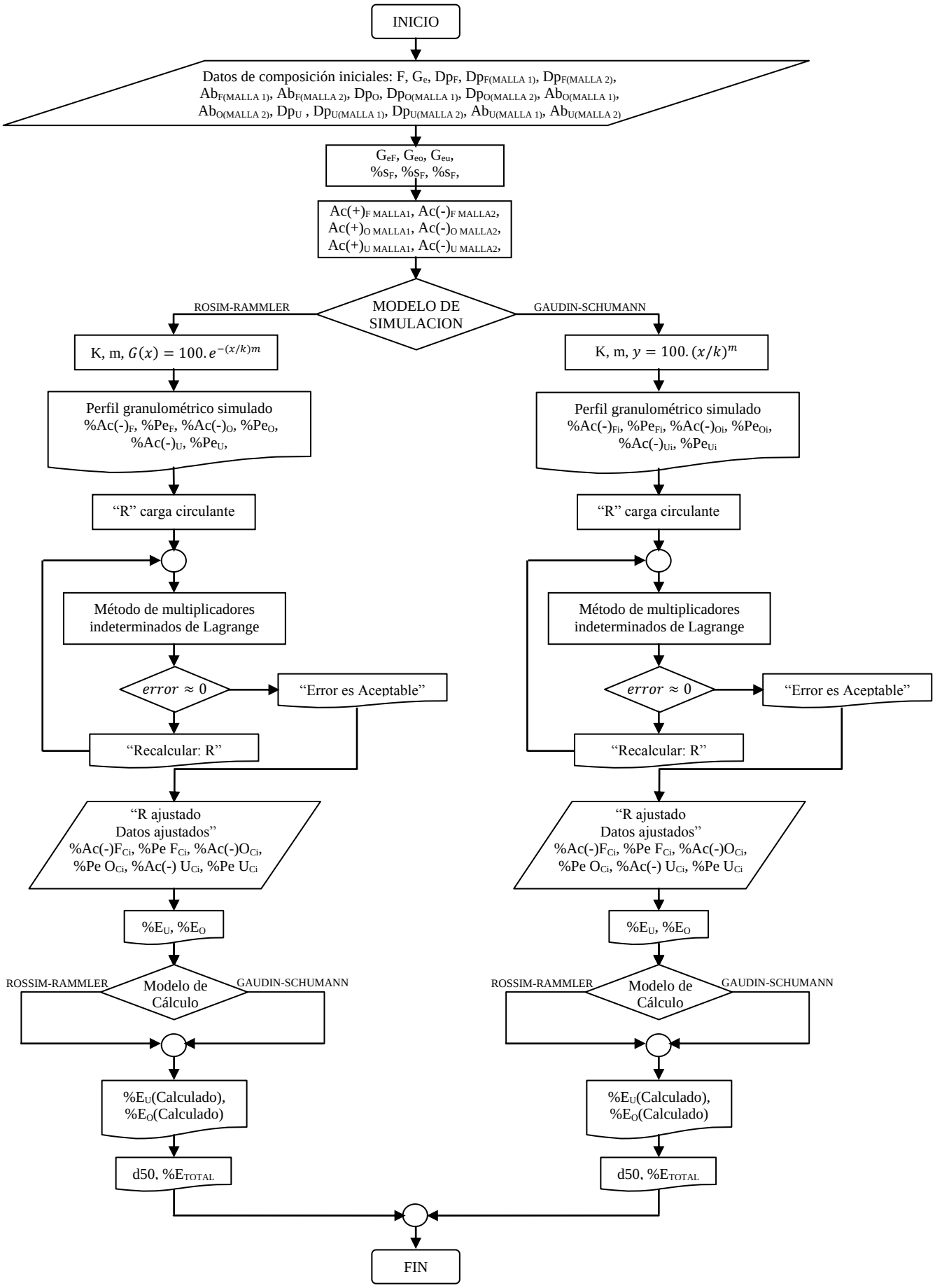


Figura Nº 6.1 Algoritmo para la elaboración del software (Elaboración propia)

6.5 CREACION DE LAS SUBRUTINAS O DE LA ARQUITECTURA DEL SOFTWARE.

Se tuvo que crear, para la implementación del software, las subrutinas para el cálculo de cada valor de las variables y que estas puedan trabajar en la determinación de los valores de la variables de manera integral.

6.5.1 Subrutina de ingreso de datos al software

Aquí se crea la subrutina para poder ingresar los datos al software y el diagrama de bloques se visualiza en la figura 6.2.

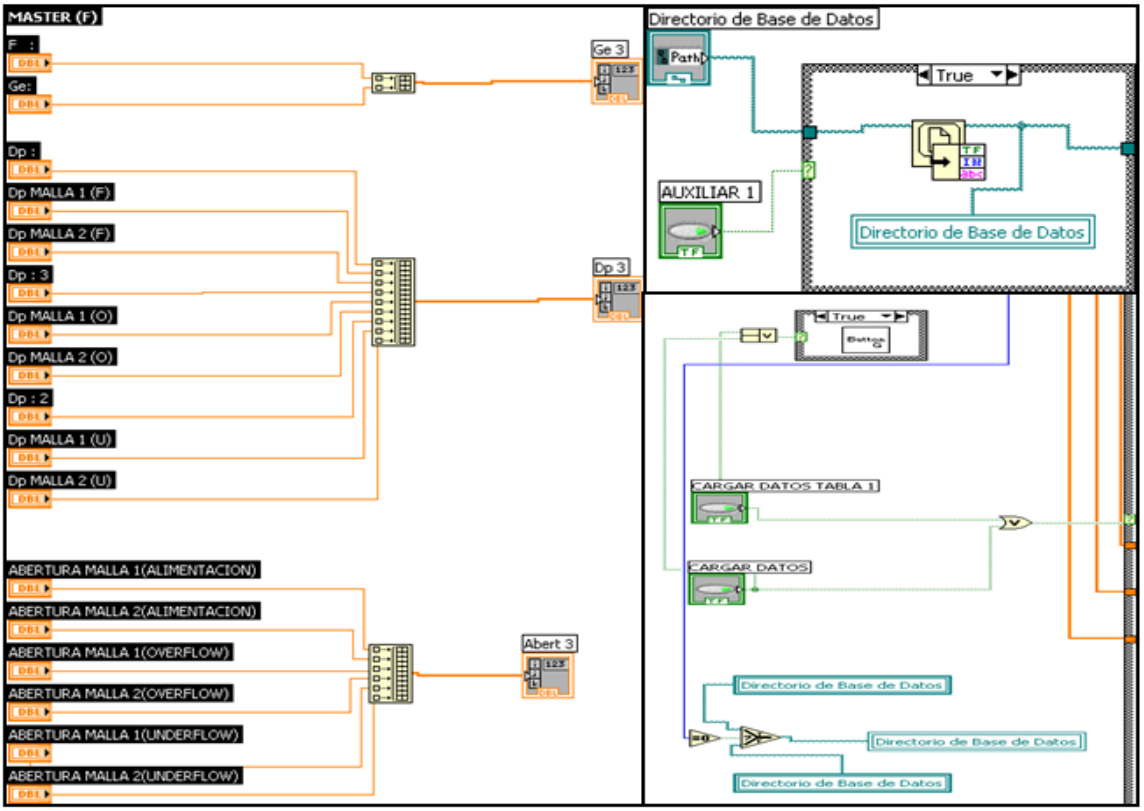


Figura 6.2. Subrutina de ingreso de datos al software

(a) A través de la interfaz de usuario del software

(b) A través un archivo excel de la base de datos

6.5.2 Subrutina de tratamiento de datos por los modelos de GAUDÍN-SCHUMANN Y ROSÍN-RAMMLER

Se creo la subrutina para la creación de los modelos matemáticos de Gaudín-schuhmann y Rosín-Rammler y se visualiza en la figura 6.3.

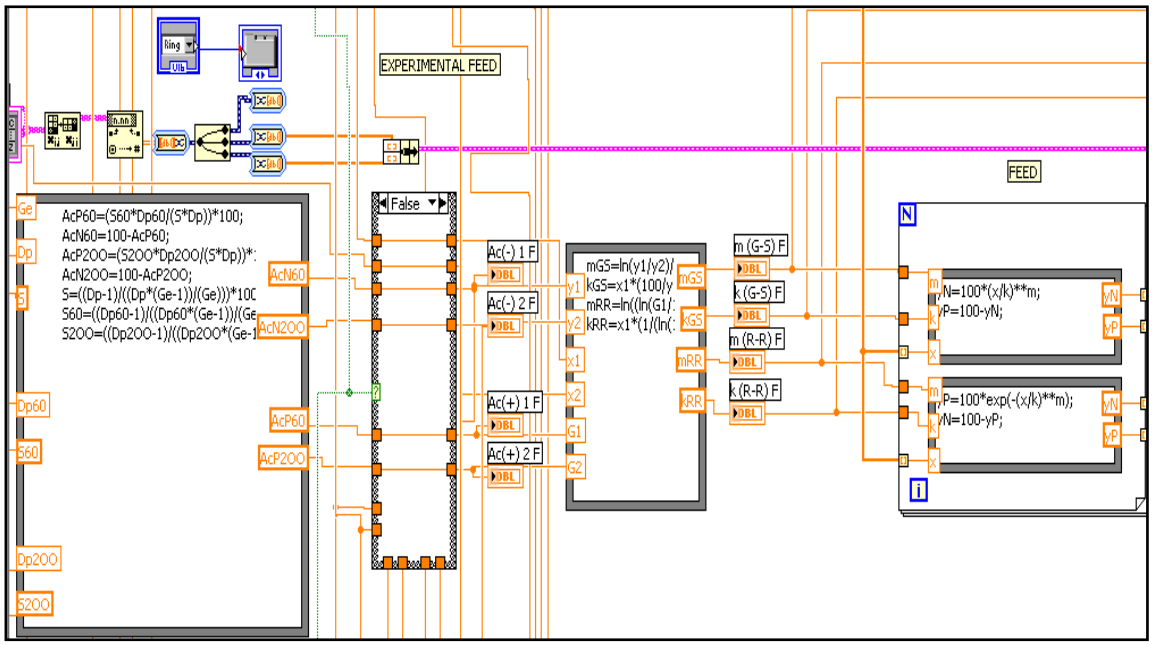


Figura 6.3: Subrutina de tratamiento de datos por los modelos de GAUDÍN-SCHUMANN Y ROSÍN-RAMMLER

6.5.3 Subrutina de corrección de la carga circulante R por el método de multiplicadores indeterminados de Lagrange (parte 1).

Se creo la subrutina para la corrección de los datos cálculados de los análisis granulométricos por los multiplicadores de Lagrange y se puede visualizar en la Figura 6.4.

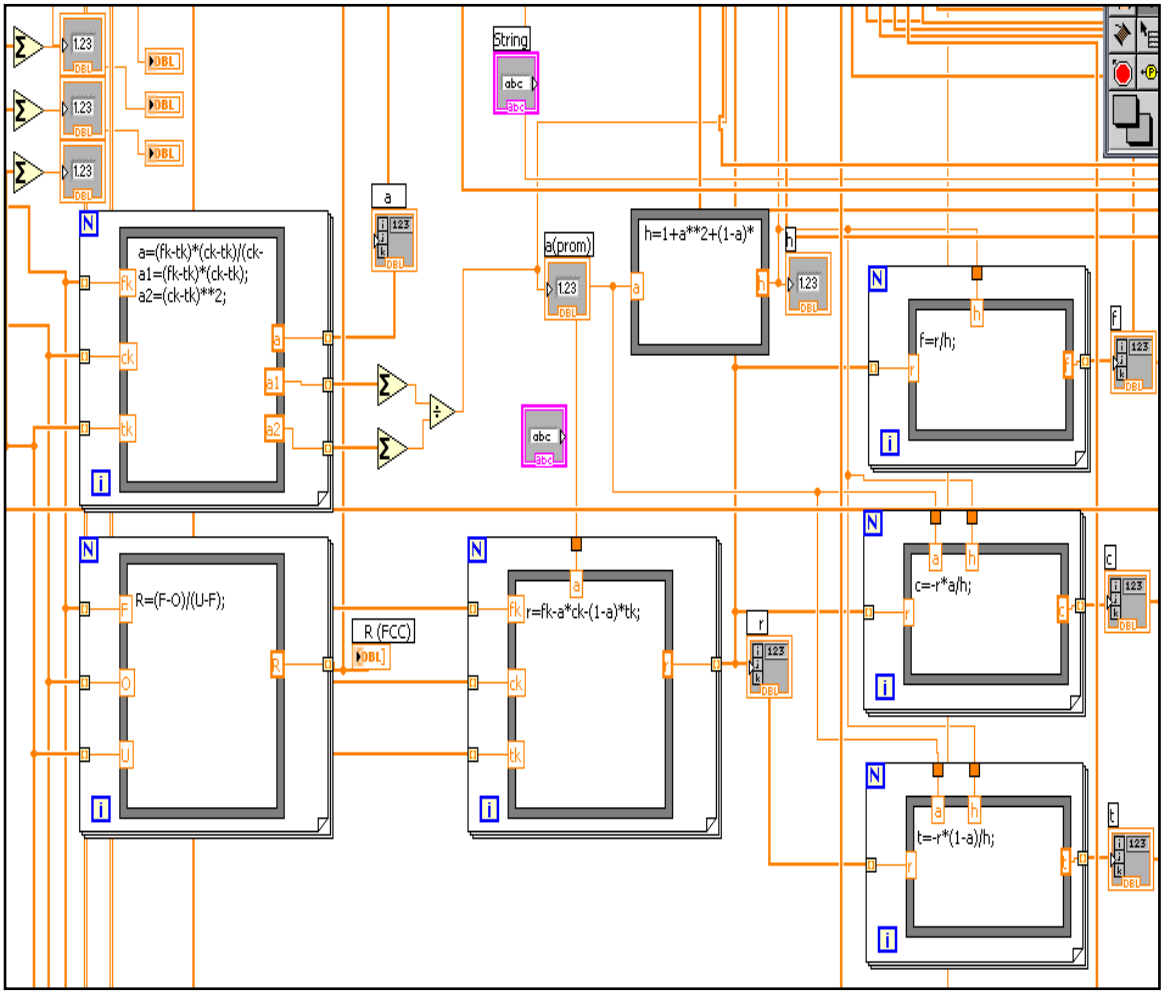
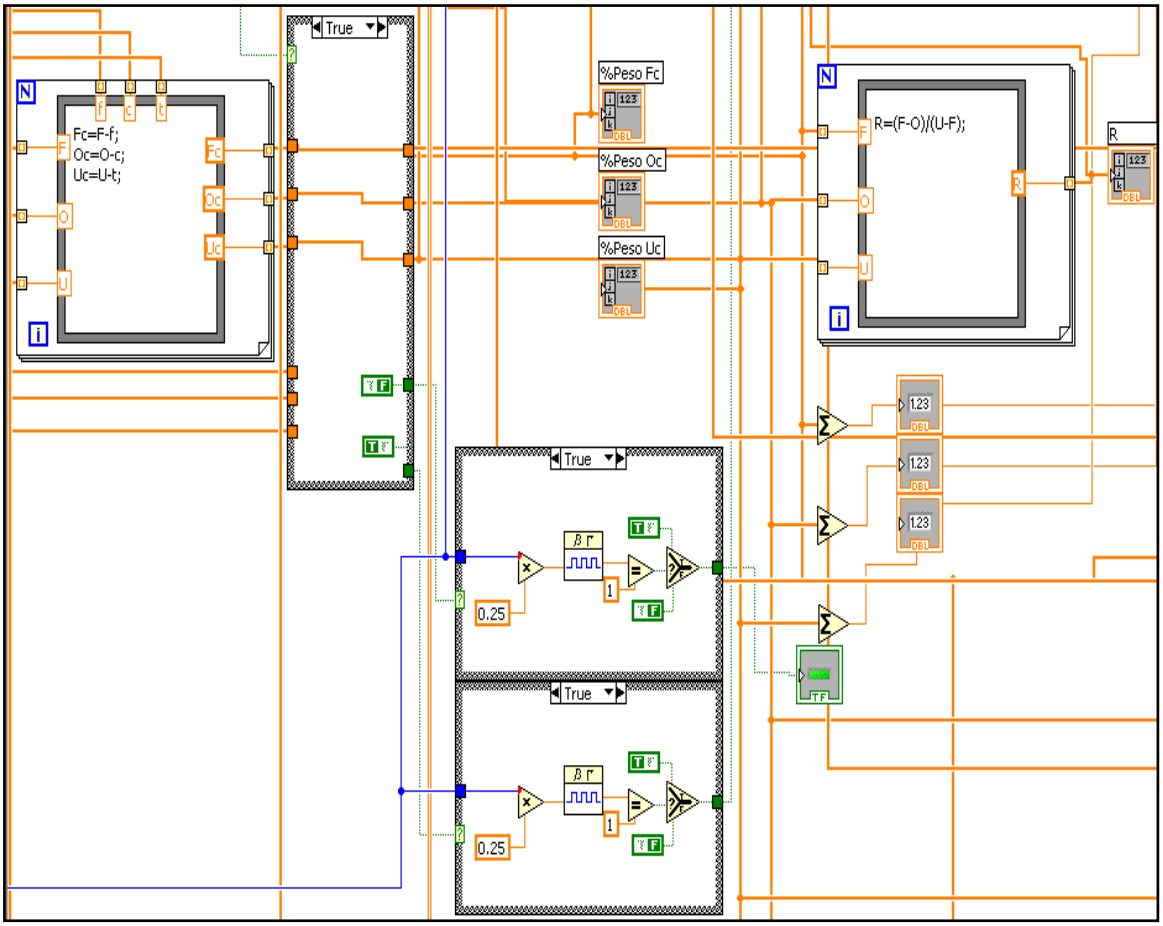


Figura 6.4: Parte 1, Subrutina de corrección de la carga circulante "R" por el método de multiplicadores indeterminados de Lagrange

6.5.4 Subrutina de corrección de la carga circulante R por el método de multiplicadores indeterminados de Lagrange (parte 2).

Se creo la subrutina para la corrección de los datos cálculados de los análisis granulométricos por los multiplicadores de Lagrange y se puede visualizar en la Figura 6.5.



. **Figura 6.5: Subrutina de corrección de la carga circulante "R" por el método de los multiplicadores indeterminados de Lagrange.**

6.5.5 Subrutina de cálculo del d50 por el modelo de ROSÍN-RAMMLER.

Aquí se creo la subrutina para calcular el d50 por el modelo matemático de Rosín-Rammler y se puede visualizar el diagrama de bloques en la Figura 6.6.

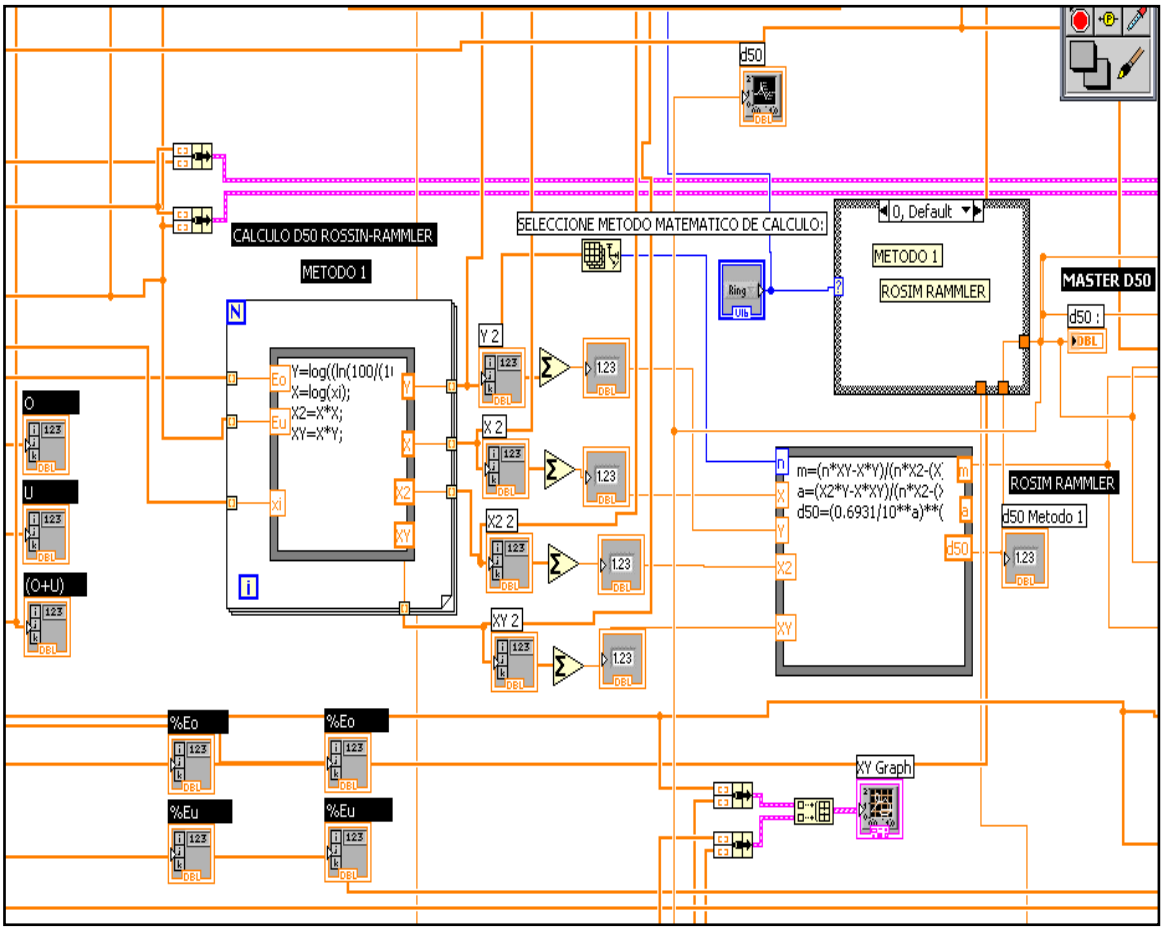


Figura 6.6. Subrutina de cálculo del d50 por el Modelo de ROSÍN-RAMMLER.

6.5.6 Subrutina de cálculo del d50 por el modelo de GAUDIN-SCHUHMANN.

Aquí se creo la subrutina para calcular el d50 por el modelo matemático de Gaudín-schuhmann y se puede visualizar el diagrama de bloques en la Figura 6.7.

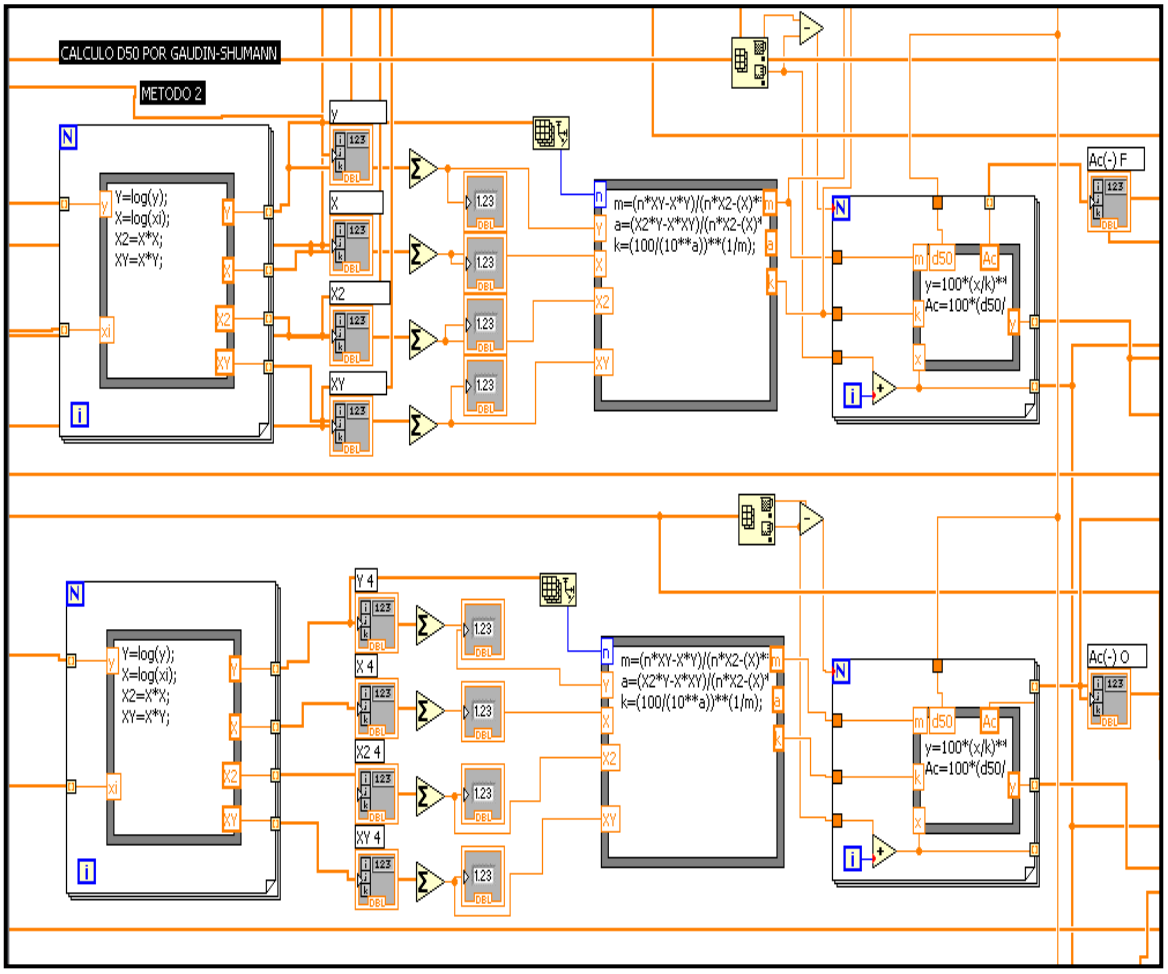


Figura 6.7.Subrutina de cálculo del d50 por el modelo de GAUDÍN-SCHUMANN.

6.5.7 Subrutina de cálculo de porcentajes de partición calculado (Ec) por los modelos de GAUDÍN-SCHUMANN y ROSÍN-RAMMLER.

Se crea esta subrutina pata cálcular los porcentajes de partición del clasificador por ambos modelos mencionados y se puede visualizar en la Figura 6.8.

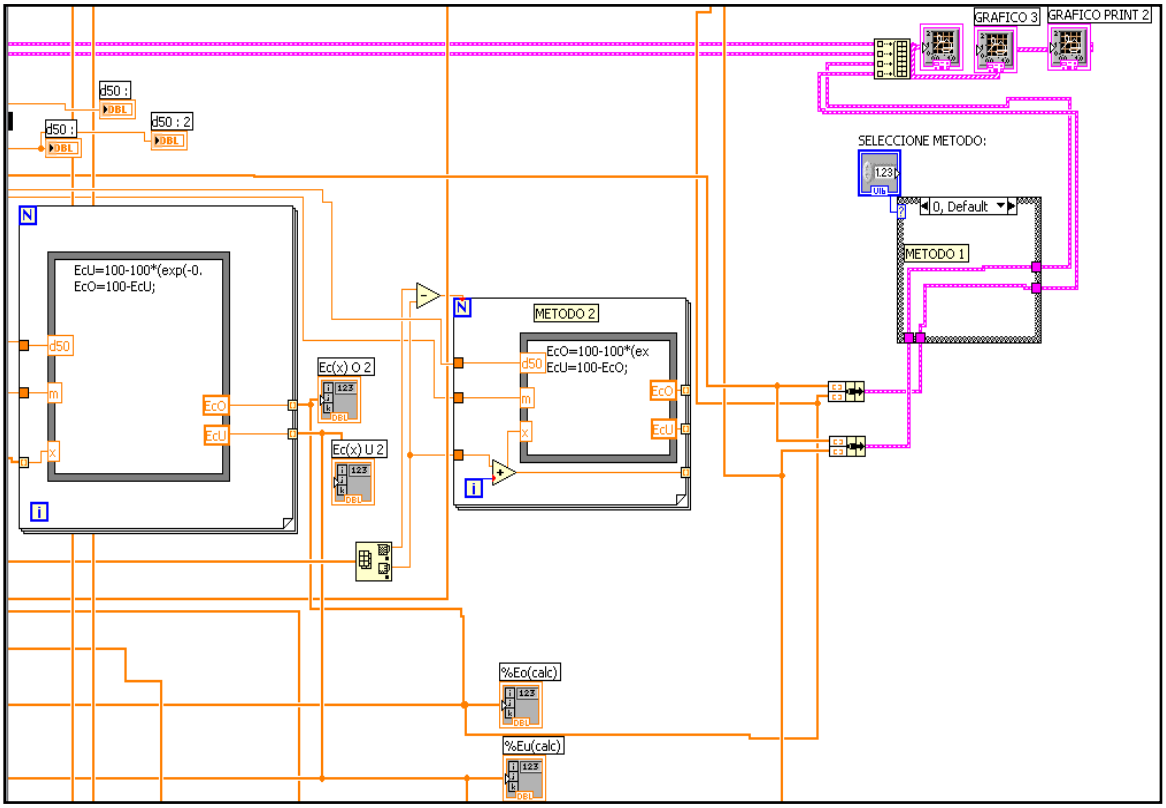


Figura 6.8. Subrutina de cálculo de porcentajes de partición calculado Ec por los modelos de GAUDÍN-SCHUHMANN y ROSÍN-RAMMLER

6.5.8 Subrutina de cálculo de los porcentajes de eficiencia del clasificador por los modelos de GAUDÍN-SCHUHMANN y ROSÍN- RAMMLER

Aquí se crea la subrutina para cálcular la eficiencia de los clasificadores por ambos modelos matemáticos mencionados y se puede visualizar en la figura 6.9.

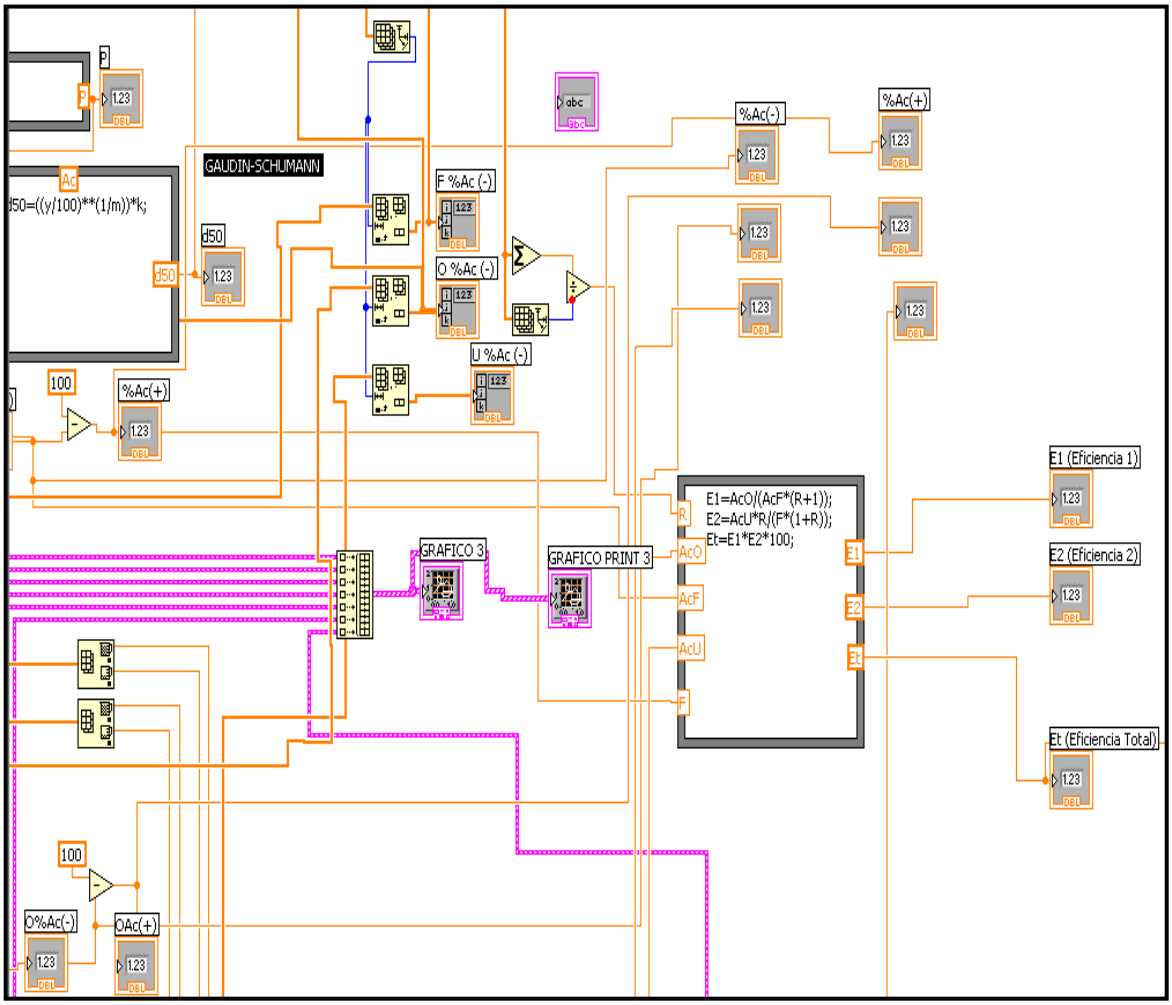


Figura 6.9. Subrutina de cálculo de porcentajes de eficiencia del clasificador por los modelos de GAUDÍN-SCHUHMANN y ROSÍN-RAMMLER

6.5.9 Subrutina del menú principal del software.

Aquí se crea la subrutina para poder tener en pantalla del ordenador el menú principal y se puede visualizar en la Figura 6.10.

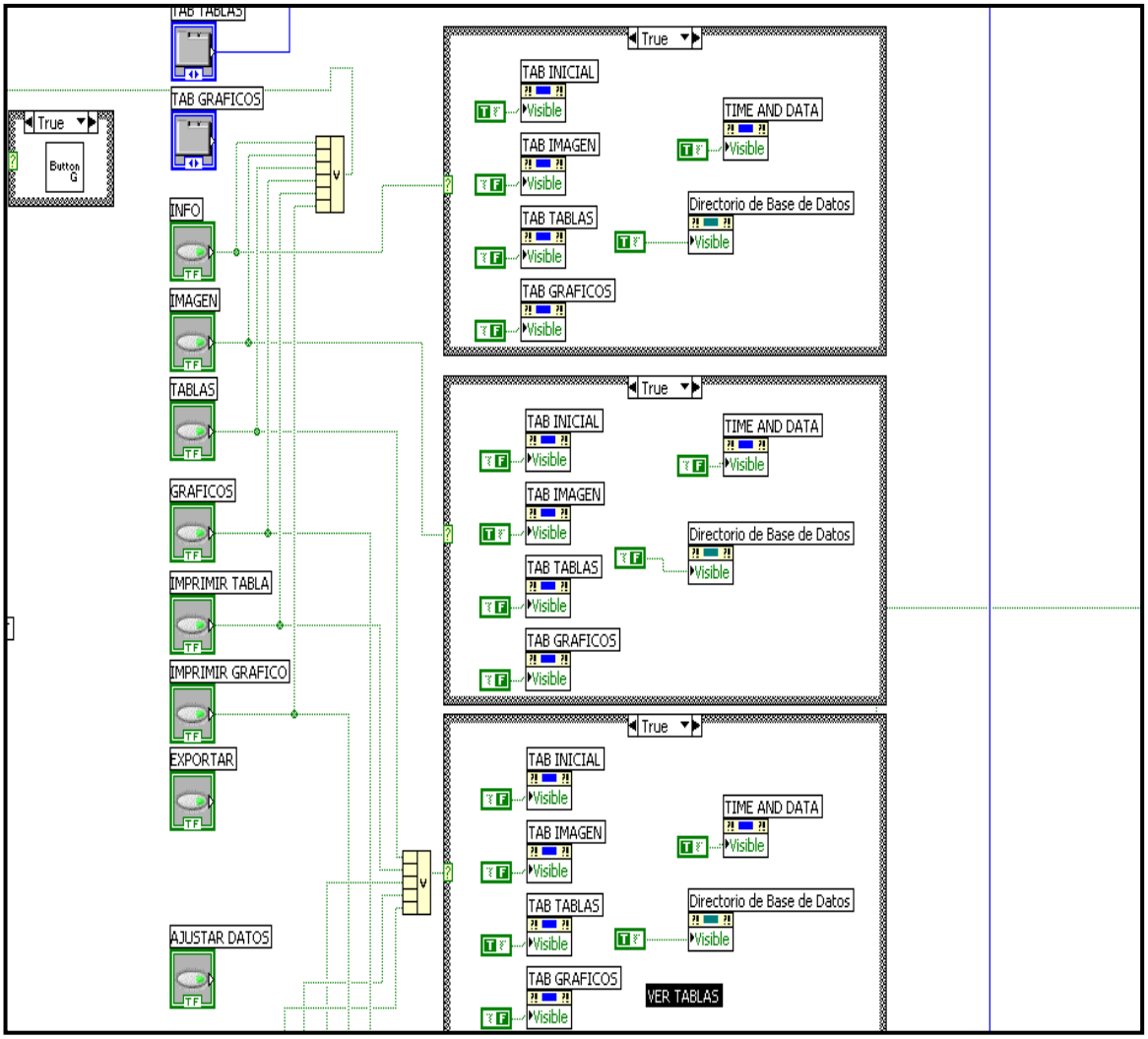


Figura 6.10. Subrutina del menú principal del software.

6.5.10 Subrutina del menú de tablas del software.

Aquí se crea los menús de las tablas que aparecerán en el ordenador para poder comandar y se puede visualizar en la Figura 6.11.

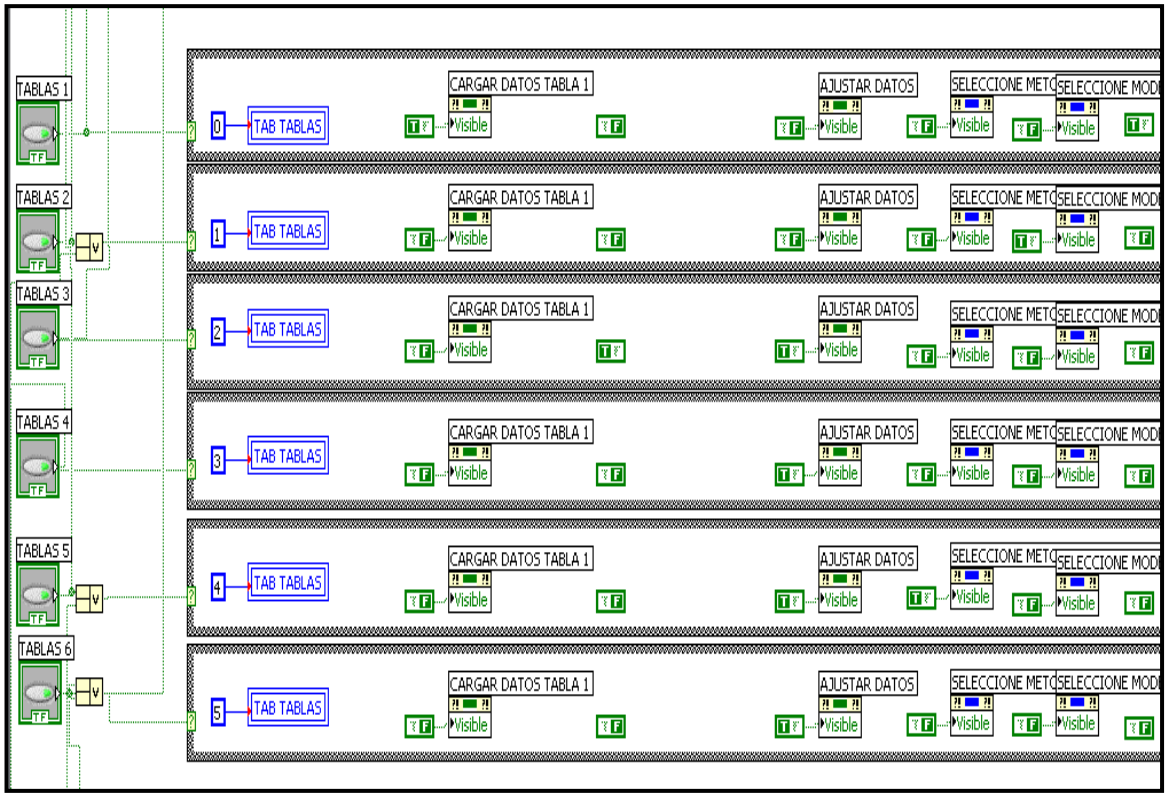


Figura 6.11. Subrutina del menú de tablas del software

CAPÍTULO VII

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

7.1 GENERALIDADES

En esta parte se análiza los resultados obtenidos en el control de procesos de las variables operativas en el circuito de molienda-clasificación en una planta concentradora, entre los valores calculados por la métodología tradicional que se realiza en la mayoría de las plantas concentradoras de nuestro país y los valores calculados por la métodología “Cebaco” que es una propuesta del presente trabajo y en esta parte se quiere hacer notar y dejar en claro, que el control de procesos no tanto es eficiente por su aproximidad de los datos calculados a los parámetros de trabajo reales, que se obtiene al realizar los cálculos, si no mas bien es eficiente por la metodología y por ende por la rapidez del control de procesos y el tiempo con la que se obtienen esos datos, eso conlleva a mantener las variables operativas en su punto óptimo de trabajo o en otras palabras controladas y por ende la molienda será buena y esto repercutirá en la flotación, por lo que con mucha seguridad se puede afirmar, que la calidad de los concentrados y las recuperaciones de las mismas también se incrementaran considerablemente incidiendo ello

en el aumento de la productividad, que al final de cuentas ese es uno de los objetivos principales de la molienda de minerales. Por otro lado, se hace de conocimiento, que para la realización de los cálculos en esta parte se hace uso del software Goliat 0.2, con la que se gana considerablemente el tiempo a comparación del capítulo anterior donde los cálculos se hicieron con una calculadora de bolsillo. Todas las gráficas y las tablas han sido obtenidas del software.

7.2 ANÁLISIS DE LA COMPARACIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LA METODOLOGÍA TRADICIONAL DE LOS DATOS TOMADOS DE LA BIBLIOGRAFÍA Y POR LA METODOLOGÍA "CEBACO".

Para la demostración de la validez de la metodología se optó por tomar los datos de un libro bastante utilizado por los estudiantes y profesionales de ingeniería metalúrgica y por lo tanto es un texto de mucha credibilidad la bibliografía referida es la del ingeniero Ms.Cs. Juan Rivera Zevallos [58] de las paginas 307-324 del mencionado texto.

7.2.1 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS SEGÚN LA METODOLOGÍA "CEBACO".

Se toma como base el análisis de los cálculos realizados solamente con el apoyo de dos mallas la N° 60 y la N° 200 cuyos datos se puede visualizar en la tabla 7.1, los perfiles de los análisis granulométricos se realiza en base a estos datos y se puede visualizar en la figura 7.1, para el cálculo del d50 que es de 77.3183, se toma como base los datos de la tabla 7.2 y el resultado se puede ver en la tabla 7.3 y en la figura 7.2 y la eficiencia de clasificación calculado es de 42.85 % este cálculo se realiza en base a los datos de la tabla 7.2 y el resultado se visualiza en la tabla7.3 y en la figura 7.3. También se calcula la razón de la carga circulante tomando como base los datos de la tabla 7.2 con el método de Lagrange y el resultado es de 1.986 y se visualiza en la tabla 7.2.

Tabla Nº 7.1. Datos del análisis granulométrico alimentados al software (datos %peso bibliografía [58]. *(Pag.307)) se visualiza las aberturas de las mallas 60 y 200 y sus porcentajes en pesos de los tres flujos que son los datos que se alimenta al software.*

Nº MALLA	ABERTURA	%Peso F	%Peso O	%Peso U
48	295	27.9	11.6	36.7
60	**208**	**11.1**	**6.8**	**13.1**
100	147	10.8	6.9	11.7
150	105	8.8	8.6	9.3
200	**74**	**5.4**	**8**	**4.5**
270	54	3.5	7	2.3
-270	54	32.5	51.1	22.4

Tabla Nº 7.2. Resultados de la simulación realizada por el software a partir de la tabla Nº 7.1. *Se visualiza los diferentes porcentajes calculados por el computador mediante el software Goliat 0.2*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
48	295	29.833	70.167	11.976	88.024	38.825	61.175	1.986	13.444	86.556	24.813	75.187
60	210	9.094	61.073	6.172	81.852	10.565	50.61	1.986	22.728	77.272	30.439	69.561
100	150	8.819	52.253	7.16	74.692	9.655	40.955	1.986	27.19	72.81	36.153	63.847
150	105	8.702	43.552	8.267	66.425	8.921	32.035	1.986	31.816	68.184	42.025	57.975
200	74	7.626	35.926	8.3	58.125	7.286	24.749	1.986	36.453	63.547	47.885	52.115
270	54	6.003	29.923	7.289	50.836	5.356	19.393	1.986	40.661	59.339	53.178	46.822
325	45	3.096	26.827	4.04	46.796	2.621	16.772	1.986	43.697	56.303	56.951	43.049
400	37	3.026	23.8	4.146	42.65	2.462	14.31	1.986	45.883	54.117	59.696	40.304
-400	0	23.8	0	42.65	0	14.31	0	1.986	60.012	39.988	63.434	36.566

Tabla Nº 7.3: Parámetros calculados por el software a partir de la tabla Nº 7.1. *Se visualiza los valores del d50 y la eficiencia de clasificación calculados por el software.*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de tabla de % peso	
MODO: Datos de simulación	
MÉTODO DE CÁLCULO 2: GAUDÍN-SCHUHMANN	
d50 :	77.3183
Et (Eficiencia total)	42.3285

Figura Nº 7.1. Datos simulados y datos de bibliografía [58].*Se visualiza los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador, según el software*.

Figura Nº 7.2. Curva de Tromp para porcentaje de partición simple (d50) y calculado (%Ec). *Se visualiza la curva de partición donde se calcula el valor del d50, según el software.*

Figura Nº 7.3. Valor del d50 y el análisis de eficiencia del clasificador. *Aqui se visualiza el corte que hace el valor del d50 a los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador para el cálculo de la eficiencia de clasificador por el software.*

7.2.2 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LA METODOLOGÍA DEL AUTOR DEL TEXTO BIBLIOGRÁFICO [58].

Para determinar los perfiles de los análisis granulométricos se toma como base la tabla 7.4 con la cual se construye dichos perfiles que se puede visualizar en la figura 7.4, para el cálculo del d50, que en este caso es 77.8713, se toma como base la tabla 7.5 y este valor se visualiza en la tabla 7.6 y la figura 7.5, y para el cálculo de la eficiencia de clasificación se toma como base la tabla 7.5 , que es de 42.7106%, cuyo resultado se puede visualizar en la tabla 7.6 y la figura 7.6. La razón de carga circulante calculado es de 1.89 tomando como base la tabla 7.5 con el método de Lagrange y se puede visualizar en la tabla 7.5.

Tabla Nº 7.4. Datos alimentados al software del análisis granulométrico (datos %peso bibliografía [58]. (Pag.307)).*Se visualiza el análisis granulométrico de los tres flujos del clasificador resultado obtenido del análisis en laboratorio.*

Nº MALLA	ABERTURA	%Peso F	%Peso O	%Peso U
48	295	27.9	11.6	36.7
60	208	11.1	6.8	13.1
100	147	10.8	6.9	11.7
150	105	8.8	8.6	9.3
200	74	5.4	8	4.5
270	54	3.5	7	2.3
-270	54	32.5	51.1	22.4

Tabla Nº 7.5. Resultados calculados por el software a partir de la tabla 7.4. *Se visualiza los resultados obtenidos del cálculo realizado por el software a partir de los datos alimentados de la tabla 5.4*

Malla	Abertura microns	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
48	295	27.974	72.026	11.574	88.426	36.652	63.348	1.89	14.318	85.682	13.946	86.054
60	208	10.984	61.043	6.84	81.585	13.176	50.172	1.89	21.551	78.449	21.282	78.718
100	147	10.308	50.734	7.07	74.515	12.022	38.151	1.89	23.735	76.265	29.668	70.332
150	105	8.967	41.768	8.542	65.973	9.191	28.959	1.89	32.968	67.032	38.347	61.653
200	74	5.601	36.167	7.93	58.042	4.368	24.591	1.89	48.996	51.004	46.984	53.016
270	54	3.776	32.391	6.905	51.138	2.12	22.471	1.89	63.284	36.716	54.897	45.103
-270	54	32.391	0	51.138	0	22.471	0	1.89	54.632	45.368	62.084	37.916

Tabla Nº 7.6. Parámetros calculados por el software a partir de la tabla Nº 7.4. *Valores del d50 y de la eficiencia de clasificación calculados por el software.*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de tabla de % peso	
MODO: Datos de planta	
MÉTODO DE CÁLCULO 2: GAUDÍN-SCHUHMANN	
d50 :	77.8713
Et (Eficiencia total)	42.7106

Figura Nº 7.4. Perfiles granulométricos de los tres flujos según datos de la bibliografía [58]. *(Pag.307).* Aquí se visualiza los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador y se puede notar que la curva coincide casi perfectamente con los puntos experimentales

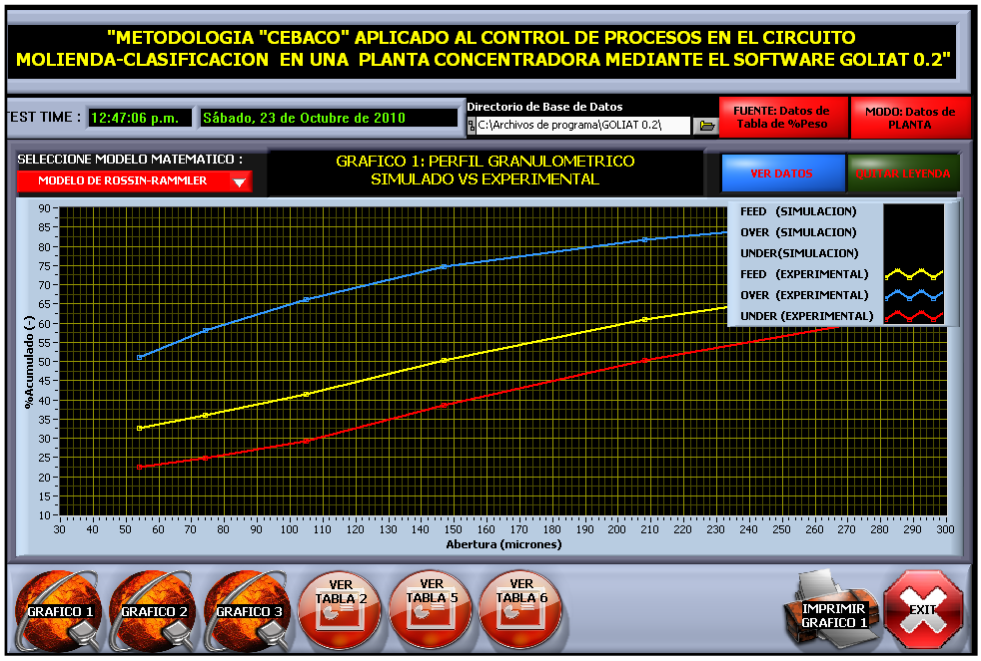
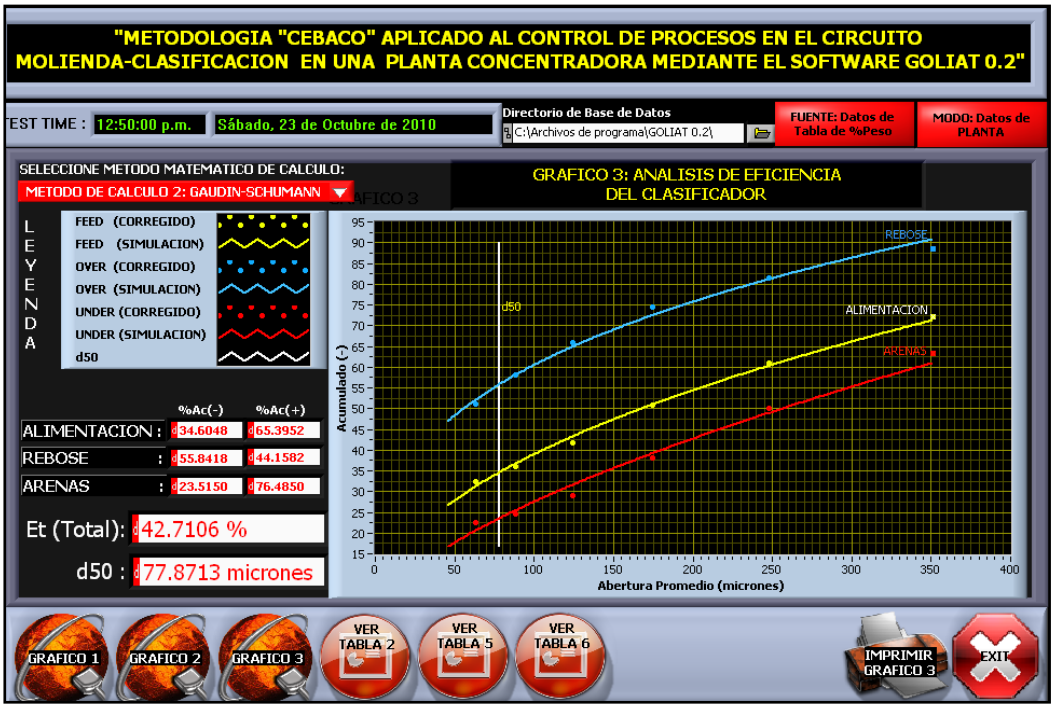


Figura Nº 7.5. Curva de tromp para calcular porcentaje de partición simple, calculado (%EC) Y d50. (Datos %peso bibliografía [58]. (Pag.307)). *Aquí se visualiza la curva de partición para determinar el valor del d50.*

Figura Nº 7.6. Valor del d50 y eficiencia de clasificación (datos % peso bibliografía [58]. (Pag.307)). *Aqui se visualiza la grafica realizada al interceptar el valor del d50 con los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador para determinar la eficiencia de clasificación por el software.*



7.2.3 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR AMBAS METODOLOGÍAS.

El tamaño de corte (d50) calculado con la metodología "Cebaco" es de 77.3183 micrones y el d50 calculado con los datos tomados del libro de Juan Rivera Zevallos [58]; de las paginas 307-324, es de 77.8713 micrones casi son similares siendo la diferencia de tan solamente 0.7%, la eficiencia de clasificación calculado por la metodología "Cebaco" es de 42.3285% y haciendo los cálculos con la metodología del texto bibliográfico da que la eficiencia de clasificación es de 42.7106 % los resultados son similares siendo la diferencia de tan solamente el 0.9%, y la razón de la carga circulante calculado por la metodología "Cebaco" es de 1.986 y la razón de carga circulante calculado por la metodología del texto es de 1.89,

existiendo una diferencia de tan solamente 4.8 %, valor que esta dentro de lo permisible.

7.3 ANÁLISIS DE LA COMPARACIÓN DE LOS RESUTADOS HALLADOS EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE "CHUMPE" YAURICOCHA ENTRE LA METODOLOGÍA"CEBACO" Y LA METODOLOGÍA TRADICIONAL.

En este caso se compara los resultados obtenidos en la planta concentradora de "Chumpe" Yauricocha, al hacer el control y los cálculos respectivos por la metodología "Cebaco" y los cálculos hallados por la metodología tradicional del análisis granulométrico en laboratorio de las muestras tomado en los tres flujos del clasificador del circuito molienda-clasificación.

7.3.1 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS SEGÚN LA METODOLOGÍA "CEBACO".

Se toma como base el análisis de los cálculos realizados solamente con el apoyo de dos mallas la N° 60 y la N° 200 cuyos datos, de las densidades de pulpa, se puede visualizar en la tabla 7.7, los perfiles de los análisis granulométricos se realiza en base a estos datos y se puede visualizar en la figura 7.7 para el calculo del d50 ; que es de 83.5641%, se toma como base los datos de las tablas 7.8 y 7.9 el resultado se puede ver en la tabla 7.9 y en la figura 5.8 y la eficiencia de clasificación calculado es de 53.1781% este cálculo se realiza en base a los datos de la tabla 5.8 y el resultado se visualiza en la tabla 7.9 y en la figura 7.9 Tambien se calcula la razón de la carga circulante tomando como base los datos de la tabla 5.8 con el método de Lagrange y el resultado es de 3.159 se visualiza en la tabla 7.8.

Tabla Nº 7.7. Datos de las densidades de pulpas determinadas en la planta concentradora Chumpe-Yauricocha alimentados al software. *Aquí se visualiza las densidades de pulpas en cada flujo del clasificador obtenidas del densímetro al hacer los mallajes en húmedo y que estos datos se alimentan al software según la metodología "Cebaco"*

Corriente	Abertura(µ)	G.e.(g/cc)	D.p.(g/cc)
FEED (F)		3.2	1.71
Malla 60 (F)	210	3.2	1.44
Malla 200 (F)	74	3.2	1.55
OVER (O)		3.2	1.27
Malla 60 (O)	210	3.2	1.04
Malla 200 (O)	74	3.2	1.13
UNDER (U)		3.2	2.632
Malla 60 (U)	210	3.2	2.264
Malla 200 (U)	74	3.2	2.52

Tabla Nº 7.8. Resultados de la simulación (cálculos) hecha por el software a partir de la tabla Nº 7.7. *Aquí se visualiza los datos arrojados por el computador al hacer los cálculos con los datos de las densidades de pulpas alimentadas al software según la metodología "Cebaco".*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
48	295	54.197	45.803	7.68	92.32	68.923	31.077	3.159	3.408	96.592	10.609	89.391
60	210	8.031	37.772	7.073	85.247	8.334	22.743	3.159	21.177	78.823	18.381	81.619
100	150	6.899	30.873	9.532	75.715	6.066	16.677	3.159	33.221	66.779	27.687	72.313
150	105	6.224	24.649	11.61	64.105	4.518	12.159	3.159	44.855	55.145	38.024	61.976
200	74	5.084	19.566	11.539	52.566	3.04	9.118	3.159	54.576	45.424	48.477	51.523
270	54	3.785	15.78	9.66	42.906	1.926	7.192	3.159	61.358	38.642	57.608	42.392
325	45	1.879	13.901	5.084	37.822	0.865	6.328	3.159	65.05	34.95	63.768	36.232
400	37	1.787	12.113	4.983	32.839	0.776	5.552	3.159	67.042	32.958	68.018	31.982
-400	0	12.113	0	32.839	0	5.552	0	3.159	65.186	34.814	73.442	26.558

Tabla Nº7.9. **Valores del d50 y la eficiencia de clasificación calculados por el software a partir de la tabla Nº 7.8.** *Se visualiza los valores del d50 y la eficiencia del clasificador calculado por el software con la metodología "Cebaco".*

MODELO DE SIMULACION: ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de densidad de pulpa	
MODO: Datos de simulación	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	83.5641
Et (Eficiencia total)	53.1781%

Figura Nº 7.7. Gráfico de los perfiles granulométricos simulados y datos de planta (experimental). *Aquí se visualiza los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador obtenidos del software, se puede notar que existe una coincidencia clara entre los puntos experimentales y las curvas simuladas.*

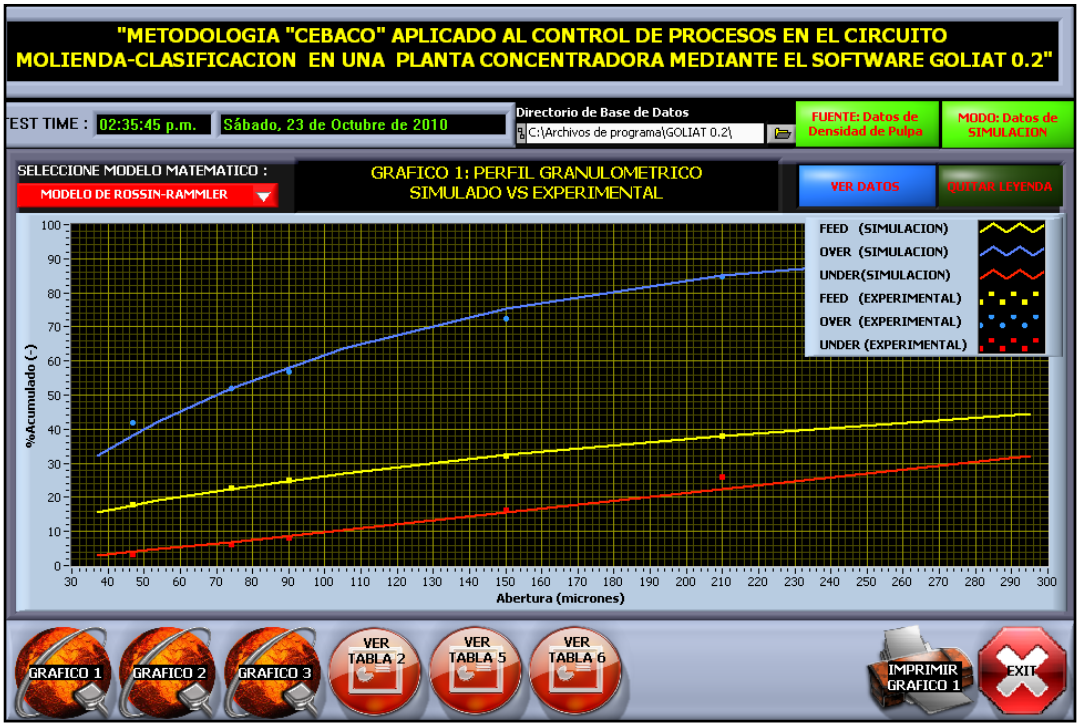
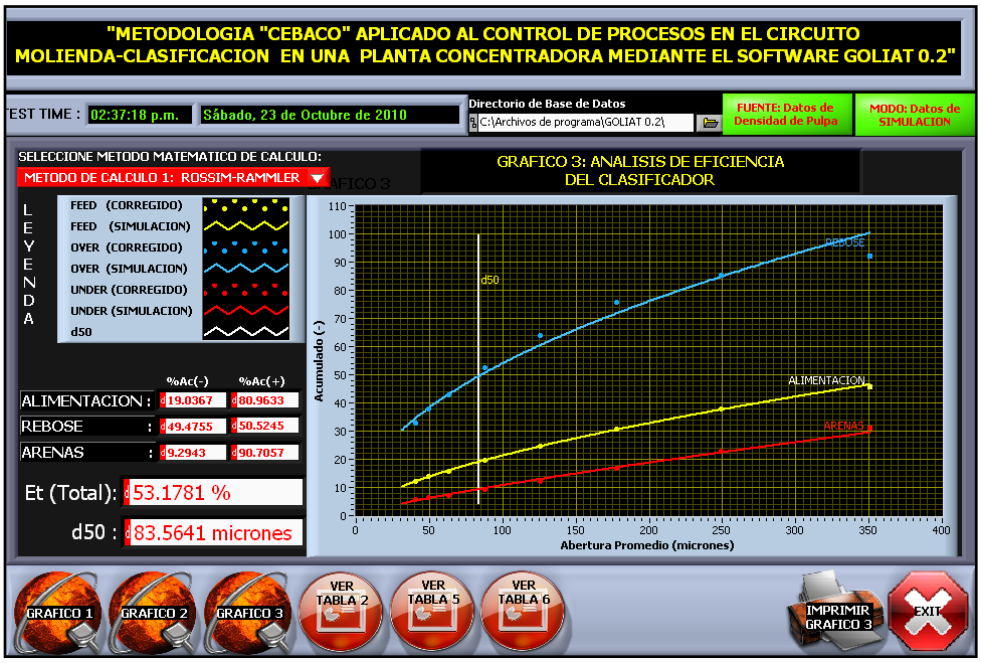


Figura Nº 7.8. Gráfico de la curva de tromp válido para el porcentaje de partición simple (%e), calculado (%ec) y el cálculo del d50. *Aquí se visualiza la curva de partición del clasificador y el valor del del d50 calculado por el software por la metodología "Cebaco".*

Figura Nº 7.9: Valor del d50 y el valor de la eficiencia de clasificación. *Aquí se visualiza lel intercepto del d50 a los perfiles granulométricos para la determinación de la eficiencia de clasificación por el software, según la metodología "Cebaco"*



7.3.2 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LA METODOLOGIA TRADICIONAL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO EN SECO.

Para determinar los perfiles de los análisis granulométricos se toma como base el análisis granulamétrico realizado en laboratorio metalúrgico de la planta después de un muestreo en los tres flujos del clasificador en el circuito de molienda-clasificación en la planta concentradora con la cual se elabora la tabla 7.10 y con la cual se construye dichos perfiles que se puede visualizar en la figura 7.10, para el cálculo del d50, que en este caso es 81.3114, se toma como base la tabla 7.11 y este valor se visualiza en la tabla 7.12 y la figura 7.11, y para el cálculo de la eficiencia de clasificación se toma como base la tabla 7.11 , que es de 57.9352%, cuyo resultado se puede visualizar en la tabla 7.12 y en la figura 7.12. La razón de carga circulante calculado es de 2.956 tomando como base la tabla 7.11 con el método de Lagrange y se puede visualizar en la tabla 7.11.

Tabla Nº 7.10. Datos del análisis granulométrico realizado en el laboratorio de la planta concentradora chumpe-yauricocha. *Aquí se visualizan los valores del análisis granulométrico de los tres flujos del clasificador que son la base para los cálculos por la metodología tradicional.*

MALLA	Abertura(µ)	%Peso (F)	%Peso (O)	%Peso (U)
60	210	61.9	15.3	74.1
100	150	5.9	12.4	9.6
170	90	7.3	15.5	8.2
200	74	2.3	4.9	1.9
325	47	4.6	10	2.9
-325	0	18	41.9	3.3

Tabla Nº 7.11. Resultados de los cálculos realizados por la metodología tradicional a partir de la tabla Nº 7.10. *Aquí se visualizan los resultados obtenidos por la metodología tradicional, que son la base para la determinación del d50 y la eficiencia de clasificación.*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
60	210	60.258	39.742	15.715	84.285	75.327	24.673	2.956	6.593	93.407	12.885	87.115
100	150	8.617	31.125	11.713	72.572	7.57	17.103	2.956	34.361	65.639	22.918	77.082
170	90	8.992	22.133	15.072	57.5	6.935	10.168	2.956	42.37	57.63	37.589	62.411
200	74	2.521	19.612	4.844	52.655	1.735	8.433	2.956	48.576	51.424	49.88	50.12
325	47	4.658	14.953	9.985	42.67	2.856	5.576	2.956	54.185	45.815	60.157	39.843
-325	0	14.953	0	42.67	0	5.576	0	2.956	72.135	27.865	70.804	29.196

Tabla Nº 7.12. Parámetros calculados por la metodología tradicional a partir de la tabla Nº 7.10. *Aquí se visualizan los valores del d50 y de la eficiencia de clasificación calculados con los datos de las tablas 7.10 y 7.11.*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de tabla de %peso	
MODO: Datos de planta	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	81.3114
Et (Eficiencia total)	57.9352%

Figura Nº 7.10. Perfiles granulométricos de los tres flujos con datos datos de planta (experimental). *Aquí se visualizan los perfiles granulométricos de los tres flujos determinados por el método tradicional a partir de los datos de las tablas 7.10 y 7.11.*

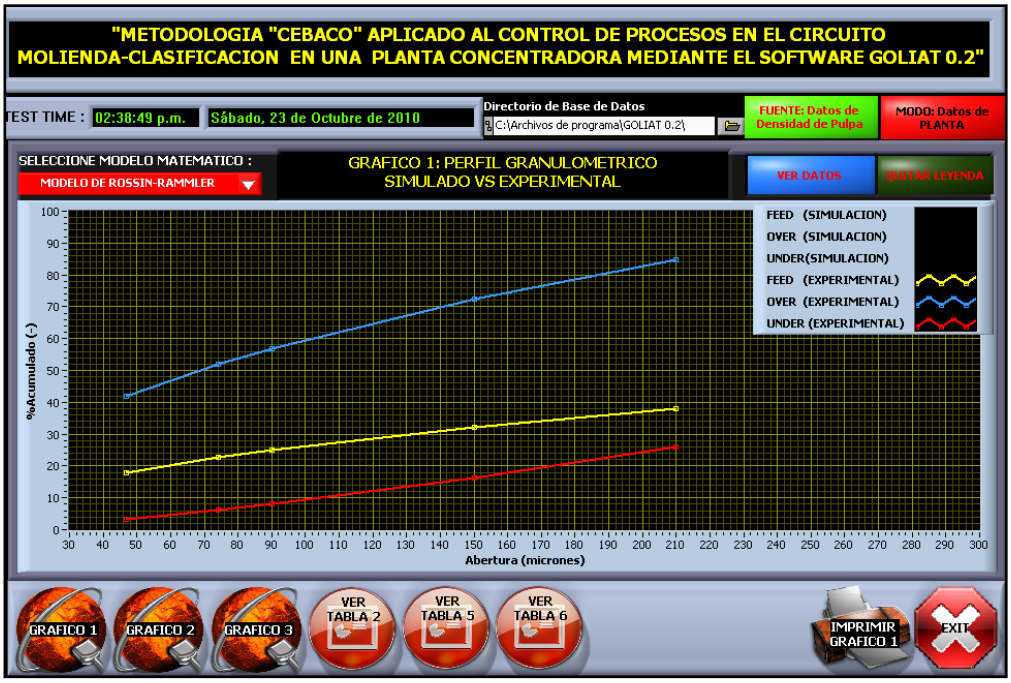


Figura Nº 7.11. Curva de Tromp para porcentaje de partición simple (%e), calculado (%ec) y valor del d50. *Aquí se visualizan la curva de partición y el valor del d50 obtenidos por el método tradicional a partir de los datos del análisis granulométrico del laboratorio de la planta concentradora "Chumpe"- Yauricocha.*

FIGURA Nº 7.12. Gráfico del d50 y el análisis de la eficiencia de clasificación. *Aquí se visualiza el intercepto del d50 a los perfiles granulométricos para determinar la eficiencia de clasificación por la metodología tradicional.*

7.3.3 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LAS DOS METODOLOGÍAS.

El tamaño de corte (d50) calculado con la metodología "Cebaco" es de 83.5641 micrones y el d50 calculado con los datos del análisis granulométrico realizado por la metodología tradicional es de 81.3114 micrones casi son similares siendo la diferencia de tan solamente 2.7%, la eficiencia de clasificación calculado por la metodología "Cebaco" es de 53.5641% y haciendo los cálculos con la metodología tradicional da que la eficiencia de clasificación es de 57.9352 % los resultados son similares siendo la diferencia de tan solamente el 8.16%, y la razón de la carga circulante calculado por la metodología

“Cebaco” es de 3.159 y la razón de carga circulante calculado por la metodología del texto es de 2.956, existiendo una diferencia de tan solamente 6.4%, valor que esta dentro de lo permisible.

7.4. ANÁLISIS DE LA COMPARACIÓN DE LOS RESUTADOS CALCULADOS DE LA EFICIENCIA DE CLASIFICACIÓN EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE “CHUMPE” YAURICOCHA ENTRE LA METODOLOGÍA“CEBACO” Y LA METODOLOGÍA TRADICIONAL.

En este caso también los datos evaluados son de las muestras tomadas de los flujos de los circuitos de molienda –clasificación de la planta concentradora de “Chumpe” Yauricocha, pero los datos son de otro dia de tratamiento diferente al anterior donde la comparación se hace esencialmente entre la eficiencia de clasificación.

7.4.1 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS SEGÚN LA METODOLOGÍA “CEBACO”.

Se toma como base para el análisis , los cálculos realizados solamente con el apoyo de dos mallas la N° 60 y la N° 200 de un conjunto de mallas cuyos datos se visualiza en la tabla 7.13, los perfiles de los análisis granulométricos se realiza en base a estos datos y se visualiza en la figura 7.13 para el cálculo de la razón de carga circulante ; que es de 2.249 se toma como base los datos de las tablas 7.13 y 7.14 el resultado se puede ver en la tabla 7.14 y la eficiencia de clasificación calculado es de 48.0251% este cálculo se realiza en base a los datos de la tabla 7.14 y el resultado se visualiza en la tabla 7.15 y en la figura 7.15.

Tabla Nº 7.13. Datos alimentados al software del análisis de la planta concentradora Chumpe-Yauricocha. *Aquí se visualiza la base, para los cálculos por la metodología "Cebaco", tomando como base solamente las mallas 60 y 200, donde se muestra sus aberturas y sus porcentajes en pesos.*

Nº MALLA	ABERTURA	%Peso F	%Peso O	%Peso U
25	710	13	0.26	18
60	**210**	**29.9**	**17.28**	**35.77**
100	150	21	15.53	23.72
170	90	13.2	16.49	11.96
200	**74**	**1.3**	**11.43**	**1.82**
325	47	7.2	5.06	2.78
-325	0	14.4	33.95	5.95

Tabla Nº 7.14. Resultados de la simulación por el software a partir de la tabla Nº 7.13. *Aquí se visualiza los resultados obtenidos con el software, solamente tomando como base las dos mallas.*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
48	295	25.468	74.532	8.06	91.94	33.207	66.793	2.249	9.74	90.26	10.229	89.771
60	210	17.254	57.278	9.535	82.405	20.686	46.107	2.249	17.007	82.993	17.282	82.718
100	150	15.59	41.688	13.285	69.12	16.615	29.492	2.249	26.225	73.775	25.747	74.253
150	105	13.05	28.638	15.461	53.659	11.978	17.514	2.249	36.463	63.537	35.273	64.727
200	74	9.294	19.344	13.954	39.704	7.222	10.292	2.249	46.209	53.791	45.103	54.897
270	54	5.931	13.413	10.413	29.291	3.938	6.354	2.249	54.035	45.965	53.898	46.102
325	45	2.602	10.811	4.988	24.303	1.54	4.813	2.249	59.011	40.989	59.964	40.036
400	37	2.253	8.558	4.549	19.754	1.232	3.581	2.249	62.139	37.861	64.221	35.779
-400	0	8.558	0	19.754	0	3.581	0	2.249	71.035	28.965	69.753	30.247

Tabla Nº 7.15. Parámetros calculados por el software a partir de la tabla Nº 7.13. *Aqui se visualiza los valores del d50 y de la eficiencia de clasificación calculados por la metodología "Cebaco".*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de tabla de % peso	
MODO: Datos de simulación	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	73.4728
Et (Eficiencia total)	48.0251

Figura Nº 5.13. Datos simulados y datos de planta (experimental) para la determinación de los perfiles granulométricos. *Se visualiza los perfiles granulométricos de los tres flujos determinados por la metodología "Cebaco"*

Figura Nº 7.14. Curva de tromp para el cálculo del porcentaje de partición simple (%e) y el calculado (%ec). *Aquí se visualiza la curva de partición, con la que se determina el valor del d50, con el software y aplicando la metodología "Cebaco".*

FIGURA Nº 7.15. Gráfico del d50 y el perfil granulométrico simulado, para la determinación de la eficiencia de clasificación. *Aquí se visualiza el intercepto que se hace con el valor del d50 a los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador para determinar la eficiencia de clasificación.*

7.4.2 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LA METODOLOGÍA TRADICIONAL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO EN SECO.

Para determinar los perfiles de los análisis granulométricos se toma como base el análisis granulamétrico realizado en laboratorio metalúrgico de la planta después de un muestreo en los tres flujos del clasificador en el circuito de molienda-clasificación en la planta concentradora con la cual se elabora la tabla 7.16 con la cual se construye dichos perfiles que se puede visualizar en la figura 7.16, para el cálculo de la razón de la carga circulante, se toma como base la tabla 7.16 y 7.17 cuyo valor es de 2.483 se visualiza en la tabla 7.17, y para el cálculo de la eficiencia de clasificación se toma como base la tabla 7.17 , que es de 48.4902 cuyo resultado se puede visualizar en la tabla 5.18 y en la figura 7.18.

Tabla Nº 7.16. Datos del análisis granulométrico del laboratorio de la planta concentradora Chumpe-Yauricocha. *Se visualiza el análisis granulométrico completo realizado en el laboratorio de la planta concentradora "Chumpe", que servirá para hallar la eficiencia de clasificación por la metodología tradicional.*

Nº MALLA	ABERTURA	%Peso F	%Peso O	%Peso U
25	710	13	0.26	18
60	210	29.9	17.28	35.77
100	150	21	15.53	23.72
170	90	13.2	16.49	11.96
200	74	1.3	11.43	1.82
325	47	7.2	5.06	2.78
-325	0	14.4	33.95	5.95

Tabla Nº 7.17. Resultados de los cálculos realizados por la metodología tradicional a partir de los datos de la tabla 5.16. *Aquí se visualiza los resultados obtenidos al hacer los cálculos por el métodología tradicional.*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
25	710	12.941	87.059	0.277	99.723	18.042	81.958	2.483	0.614	99.386	1.312	98.688
60	210	30.253	56.806	17.179	82.544	35.519	46.439	2.483	16.305	83.695	11.574	88.426
100	150	21.232	35.575	15.464	67.081	23.555	22.884	2.483	20.913	79.087	34.031	65.969
170	90	13.238	22.337	16.479	50.602	11.933	10.952	2.483	35.743	64.257	47.775	52.225
200	74	3.362	18.975	10.838	39.764	0.35	10.601	2.483	92.572	7.428	58.334	41.666
325	47	4.833	14.142	5.74	34.024	4.467	6.134	2.483	34.102	65.898	66.805	33.195
-325	0	14.142	0	34.024	0	6.134	0	2.483	69.081	30.919	75.407	24.593

Tabla Nº 7.18. Parámetros calculados por el método tradicional a partir de la tabla Nº 7.16. *Aquí se visualiza los valores del d50 y de la eficiencia de clasificación calculados.*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de tabla de % peso	
MODO: Datos de planta	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	108.1848
Et (Eficiencia total)	48.4902

Figura Nº 7.16. Datos de planta (experimental) vs. simulados para determinar los perfiles granulometricos. *Aquí se visualiza los perfiles granulométricos calculados con la metodología tradicional.*

Figura Nº 7.17. Curva de tromp para determinar el porcentaje de partición simple (%e), el calculado (%ec) y el valor del d50. *Aquí se visualiza la curva de partición con la que se determina el valor del d50 por el método tradicional.*

Figura Nº 7.18. Gráfico del d50 y los perfiles granulométricos para determinar la eficiencia de clasificación. *Aquí se visualiza el intercepto que se hace con el d50 a los perfiles granulométricos para determinar la eficiencia de clasificación.*

7.4.3 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LAS DOS METODOLOGÍAS.

La eficiencia de clasificación calculado por la metodología "Cebaco" es de 48.0251% y haciendo los cálculos con la metodología tradicional da que la eficiencia de clasificación es de 48.4902 % los resultados son similares siendo la diferencia de tan solamente el 1%, y la razón de la carga circulante calculado por la metodología "Cebaco" es de 2.249 y la razón de carga circulante calculado por la metodología del texto es de 2.483, existiendo una diferencia de tan solamente 9%, valor que esta dentro de lo permisible.

7.5 ANÁLISIS DE LA COMPARACIÓN DE LOS RESUTADOS HALLADOS EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE "AUSTRIA DUVAZ" DE MOROCOCHA ENTRE LA METODOLOGÍA "CEBACO" Y LA METODOLOGÍA TRADICIONAL.

En este caso se compara los resultados obtenidos en la planta concentradora de "Austria Duvaz" de Morococha, al hacer el control y los cálculos respectivos por la metodología "Cebaco" y los cálculos hallados por la metodología tradicional de los análisis granulométricos en laboratorio de las muestras tomadas en los tres flujos del clasificador del circuito molienda-clasificación.

7.5.1 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS SEGÚN LA METODOLOGÍA "CEBACO".

Se toma como base el análisis de los cálculos realizados solamente con el apoyo de dos mallas la N° 60 y la N° 200 cuyos datos, de las densidades de pulpa, se puede visualizar en la tabla 7.19, los perfiles de los análisis granulométricos se realiza en base a estos datos y se puede visualizar en la figura 7.19 para el cálculo del d50 ; que es de 85.2559 %, se toma como base los datos de las tablas 7.19 y 7.20 el resultado se puede ver en la tabla 7.21 y en la figura 7.20 y la eficiencia de clasificación calculado es de 51.6255% este cálculo se realiza en base a los datos de la tabla 7.20 y el resultado se visualiza en la tabla 7.21 y en la figura 7.21 tambien se calcula la razón de la carga circulante tomando como base los datos de la tabla 7.20 con el método de Lagrange y el resultado es de 1.887 y se visualiza en la tabla 7.20.

Tabla 7.19. Datos de densidades de pulpa de la planta concentradora "Austria Duvaz"- Morococha alimentados al software. Aquí se visualiza las densidades de las pulpas de los tres flujos del clasificador que son la base para los cálculos respectivos por la metodología "Cebaco"

Corriente	Abertura(µ)	G.e.(g/cc)	D.p.(g/cc)
FEED (F)		3.1	1.62
Malla 60 (F)	210	3.1	1.343
Malla 200 (F)	74	3.1	1.5
OVER (O)		3.1	1.36
Malla 60 (O)	210	3.1	1.112
Malla 200 (O)	74	3.1	1.203
UNDER (U)		3.1	2.34
Malla 60 (U)	210	3.1	1.926
Malla 200 (U)	74	3.1	2.189

Tabla 7.20. Resultados de la simulación (valores calculados) por el software a partir de la tabla 7.19. *Aquí se visualiza los resultados obtenidos por el software a partir de los datos de las densidades de pulpa, base para determinar el d50 y la eficiencia de clasificación.*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
48	295	45.431	54.569	22.404	77.596	57.635	42.365	1.887	17.082	82.918	17.049	82.951
60	210	10.293	44.276	8.568	69.028	11.207	31.158	1.887	28.835	71.165	24.431	75.569
100	150	8.879	35.397	8.784	60.244	8.929	22.229	1.887	34.269	65.731	32.417	67.583
150	105	7.837	27.56	9.073	51.171	7.182	15.047	1.887	40.101	59.899	40.844	59.156
200	74	6.191	21.369	8.258	42.913	5.095	9.952	1.887	46.207	53.793	49.234	50.766
270	54	4.461	16.909	6.695	36.218	3.276	6.676	1.887	51.994	48.006	56.637	43.363
325	45	2.164	14.745	3.52	32.698	1.446	5.23	1.887	56.333	43.667	61.745	38.255
400	37	2.027	12.717	3.484	29.214	1.255	3.974	1.887	59.526	40.474	65.35	34.65
-400	0	12.717	0	29.214	0	3.974	0	1.887	79.574	20.426	70.084	29.916

Tabla 7.21: **Parámetros calculados por el software a partir de las tablas 7.19 y 7.20.** *Aquí se visuliza los valores del d50 y de la eficiencia de clasificación calculados con la metodología "Cebaco"*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de densidad de pulpa	
MODO: Datos de simulación	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	85.2559
Et (Eficiencia total)	51.6255

Figura 7.19. Datos simulados y datos de planta (experimental) para la determinación de los perfiles granulométricos. *Aquí se visualiza el gráfico de los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador de la planta concentradora "Austria Duvaz" de Morococha.*

Figura 7.20. Curva de tromp para determinar el porcentaje de partición simple (%e) , el calculado (%ec) y el d50. *Aquí se visualiza la curva de partición determinado por el software para calcular el valor del d50 por la metodologia "Cebaco"*

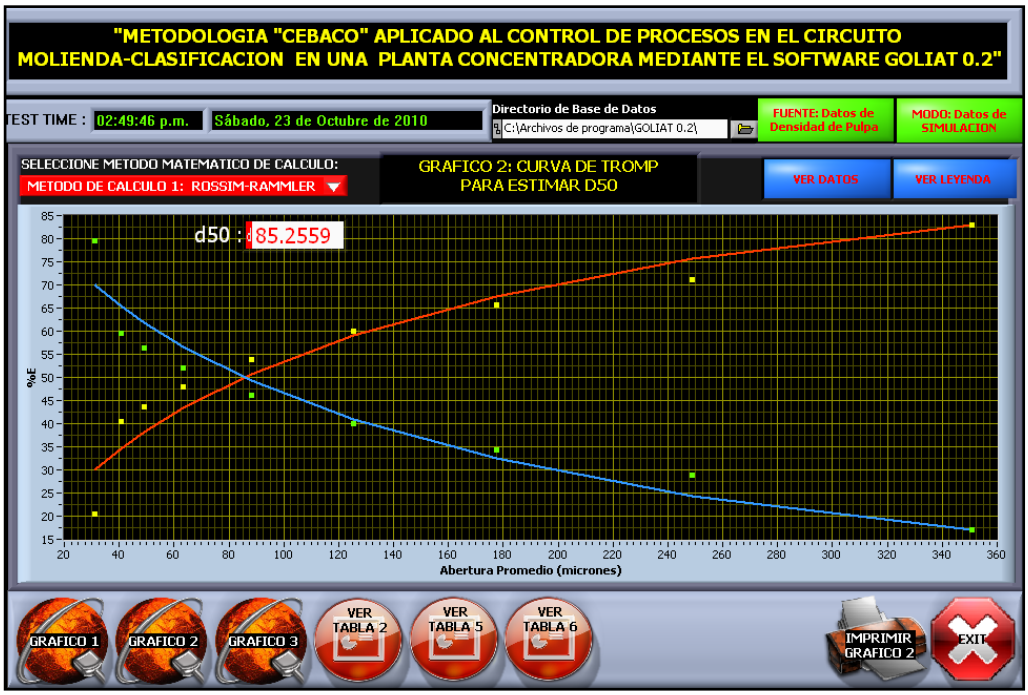
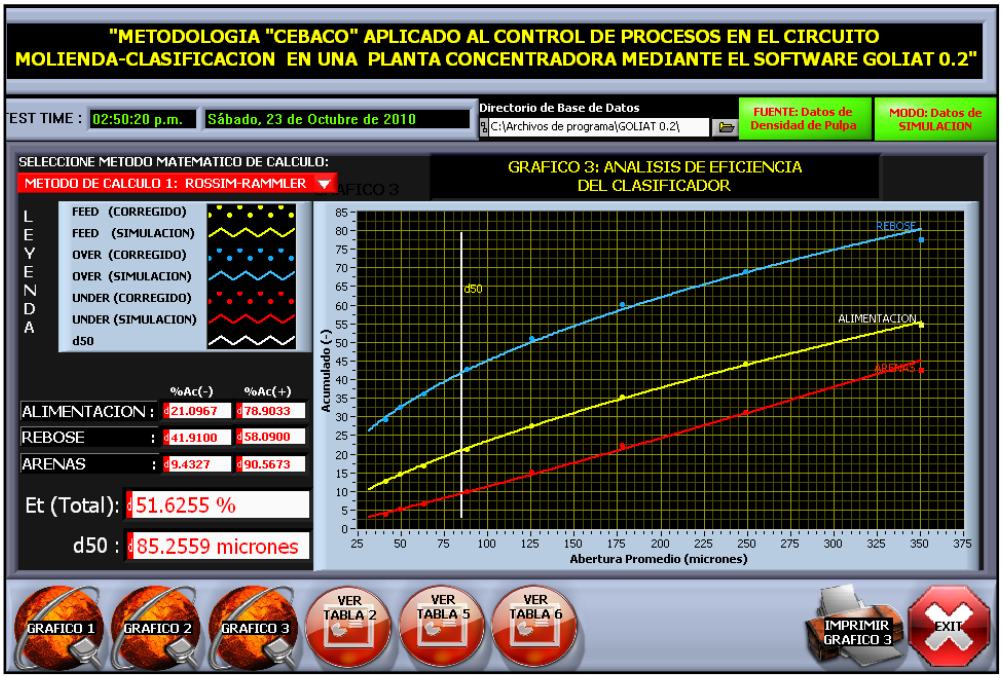


Figura 7.21. Cálculo del d50 y la eficiencia de clasificacion. *Aquí se visualiza el intercepto del valor del d50 alos perfiles granulométricos para la determinación del d50 por la metodología "Cebaco".*



7.5.2 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LA METODOLOGÍA TRADICIONAL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO EN SECO.

Para determinar los perfiles de los análisis granulométricos se toma como base el análisis granulamétrico realizado en laboratorio metalúrgico de la planta después de un muestreo en los tres flujos del clasificador en el circuito de molienda-clasificación en la planta concentradora con la cual se elabora la tabla 7.22 con la cual se construye dichos perfiles que se puede visualizar en la figura 7.22, para el cálculo del d50, que en este caso es 88.3061, se toma como base la tabla 7.23 y este valor se visualiza en la tabla 7.24 y en la figura 7.23, y para el cálculo de la eficiencia de clasificación se toma com base la tabla 7.23 , que es de 51.8102 %, cuyo resultado se puede visualizar en la tabla 7.24 y en la figura 7.24. La razón de carga circulante calculado es de 1.903 tomando como base la tabla 7.23 con el método de Lagrange y se puede visualizar en la tabla 7.23.

Tabla 7.22. Datos del anáisis granulométrico hallado en el laboratorio de la planta concentradora "Austria Duvaz" de Morococha. *Aquí se puede visualizar el análisis granulométrico de los tres flujos del clasificador las que servirán como base para hacer los cálculos por la metodología tradicional.*

MALLA	Abertura(µ)	%Peso (F)	%Peso (O)	%Peso (U)
48	295	10.6	0.2	12.8
60	210	44.8	30.8	56.3
100	150	9.6	9.2	8.6
150	105	10.5	12.2	8.4
200	74	3.2	3.9	2.6
270	54	5.9	8.1	3.9
-270	54	15.4	35.6	7.4

Tabla 7.23. **Resultados calculados por la metodología tradicional a partir de la tabla 7.22.** *Aquí se visualiza los resultados calculados a partir del análisis granulométrico de la planta concentradora "Austria Duvaz"*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
60	210	9.218	90.782	0.676	99.324	13.706	86.294	1.903	2.526	97.474	7.211	92.789
100	150	46.555	44.228	30.196	69.128	55.15	31.144	1.903	22.341	77.659	15.151	84.849
170	90	9.088	35.14	9.376	59.752	8.936	22.208	1.903	35.539	64.461	25.642	74.358
200	74	9.989	25.151	12.376	47.376	8.735	13.473	1.903	42.675	57.325	37.775	62.225
325	47	3.102	22.049	3.934	43.442	2.664	10.809	1.903	43.686	56.314	50.063	49.937
-325	0	5.543	16.507	8.223	35.219	4.134	6.675	1.903	51.102	48.898	60.549	39.451

Tabla 7.24. **Parámetros calculados por el método tradicional a partir de las tablas 7.22 y 7.23.** *Aqui se visualizan los valores del d50 y de la eficiencia de clasificación.*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de tabla de % peso	
MODO: Datos de planta	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	88.3061
Et (Eficiencia total)	51.8102

Figura 7.22. **Gráfico del perfil granulométrico simulado Vs. datos de planta (experimental).** *Aquí se visualiza la determinación de los perfiles granulométricos calculados con a metodología tradicional.*

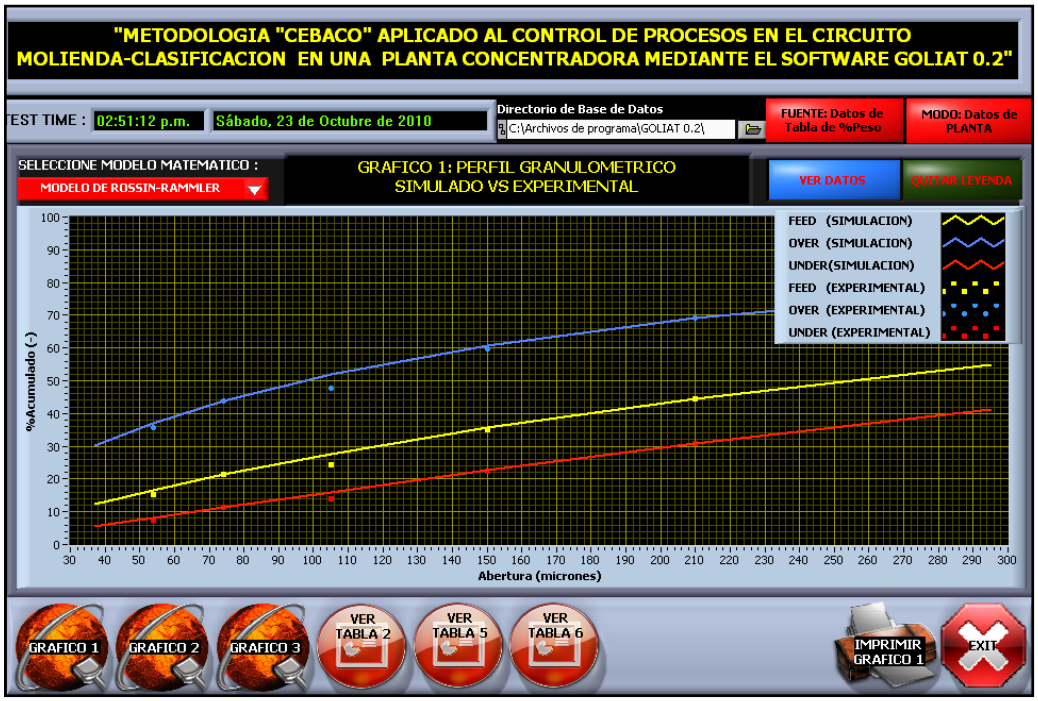


Figura 7.23.Curva de tromp para determinar el porcentaje de partición simple (%e) , el calculado (%ec) y el d50. *Aquí se visualiza la curva de partición donde se determina el valr del d50.*

Figura 7.24. Gráfico del d50 y el perfil granulométrico para determinar la eficiencia de clasificacion. *Aquí se visualiza el intercepto del d50 a los perfiles granulométricos para determinar la eficiencia de clasificación.*

7.5.3 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR AMBAS METODOLOGÍAS.

El tamaño de corte (d50) calculado con la metodología "Cebaco" es de 85.2559 micrones y el d50 calculado con los datos del análisis granulométrico realizado por la metodología tradicional es de 88.3061 micrones casi son similares siendo la diferencia de tan solamente 3.45%, la eficiencia de clasificación calculado por la metodología "Cebaco" es de 51.6255% y haciendo los cálculos con la metodología tradicional da que la eficiencia de clasificación es de 51.8102 % los resultados son similares siendo la diferencia de tan solamente el 0.36%, y la razón de la carga circulante calculado por la metodología "Cebaco" es de 1.887 y la razón de carga circulante calculado por la metodología tradicional es de 1.903, existiendo una diferencia de tan solamente 0.84%, valores que están muy cercanos.

7.6 ANÁLISIS DE LA COMPARACIÓN DE LOS RESUTADOS HALLADOS EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE "HUARI" DE LA UNCP ENTRE LA METODOLOGÍA"CEBACO" Y LA METODOLOGÍA TRADICIONAL.

En este caso se compara los resultados obtenidos en la planta concentradora de "Huari" Ubicado en el distrito de Huari, provincia La Oroya perteneciente a la Universidad Nacional del Centro del Perú, al hacer el control y los cálculos respectivos por la metodología "Cebaco" y los cálculos hallados por la metodología tradicional del análisis granulométrico en laboratorio de las muestras tomados en los tres flujos del clasificador del circuito molienda-clasificación.

7.6.1 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS SEGÚN LA METODOLOGÍA "CEBACO".

Se toma como base el análisis de los cálculos realizados solamente con el apoyo de dos mallas la N° 60 y la N° 200 cuyos datos, de las densidades de pulpa, se visualizan en la tabla 7.25, los perfiles de los análisis granulométricos se realiza en base a estos datos y se puede visualizar en la figura 7.25 para el cálculo del d50 ; que es de 82.5323 %, se toma como base los datos de las tablas 7.25 y 7.26 el resultado se puede ver en la tabla 7.27 y en la figura 7.26 y la eficiencia de clasificación calculado es de 40.6769% este cálculo se realiza en base a los datos de la tabla 7.26 y el resultado se visualiza en la tabla 7.27y en la figura 7.27 Tambien se cálcula la razón de la carga circulante tomando como base los datos de la tabla 7.26 con el método de Lagrange y el resultado es de 1.535 y se visualiza en la tabla 7.26.

Tabla 7.25. **Datos de densidad de pulpa de los flujos del clasificador de la planta concentradora "Huari" de la UNCP alimentados al software.** *Aquí se visualiza las densidades de pulpa obtenidos en los tres flujos del clasificador tomados del densímetro que sirven como base para realizar los cálculos por la metodología "Cebaco".*

Corriente	Abertura(µ)	G.e.(g/cc)	D.p.(g/cc)
FEED (F)		3.3	1.69
Malla 60 (F)	210	3.3	1.193
Malla 200 (F)	74	3.3	1.552
OVER (O)		3.3	1.37
Malla 60 (O)	210	3.3	1.081
Malla 200 (O)	74	3.3	1.252
UNDER (U)		3.3	2.32
Malla 60 (U)	210	3.3	1.422
Malla 200 (U)	74	3.3	2.148

Tabla 7.26. **Resultados de la simulación (valores calculados) por el software a partir de la tabla 7.25.** *Aquí se visualiza los resultados obtenidos del software a base de los datos de las densidades de pulpa.*

Malla	Abertura microns	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
48	295	10.177	89.823	9.43	90.57	10.663	89.337	1.535	36.559	63.441	23.198	76.802
60	210	17.809	72.014	12.456	78.114	21.298	68.039	1.535	27.592	72.408	29.399	70.601
100	150	20.675	51.34	15.724	62.39	23.9	44.139	1.535	30.006	69.994	35.757	64.243
150	105	18.412	32.927	16.746	45.644	19.498	24.641	1.535	35.882	64.118	42.308	57.692
200	74	12.617	20.31	13.874	31.77	11.799	12.843	1.535	43.381	56.619	48.821	51.179
270	54	7.43	12.88	9.584	22.186	6.027	6.816	1.535	50.886	49.114	54.656	45.344
325	45	3.028	9.851	4.342	17.843	2.172	4.644	1.535	56.575	43.425	58.776	41.224
400	37	2.477	7.374	3.807	14.037	1.61	3.033	1.535	60.634	39.366	61.749	38.251
-400	0	7.374	0	14.037	0	3.033	0	1.535	75.095	24.905	65.756	34.244

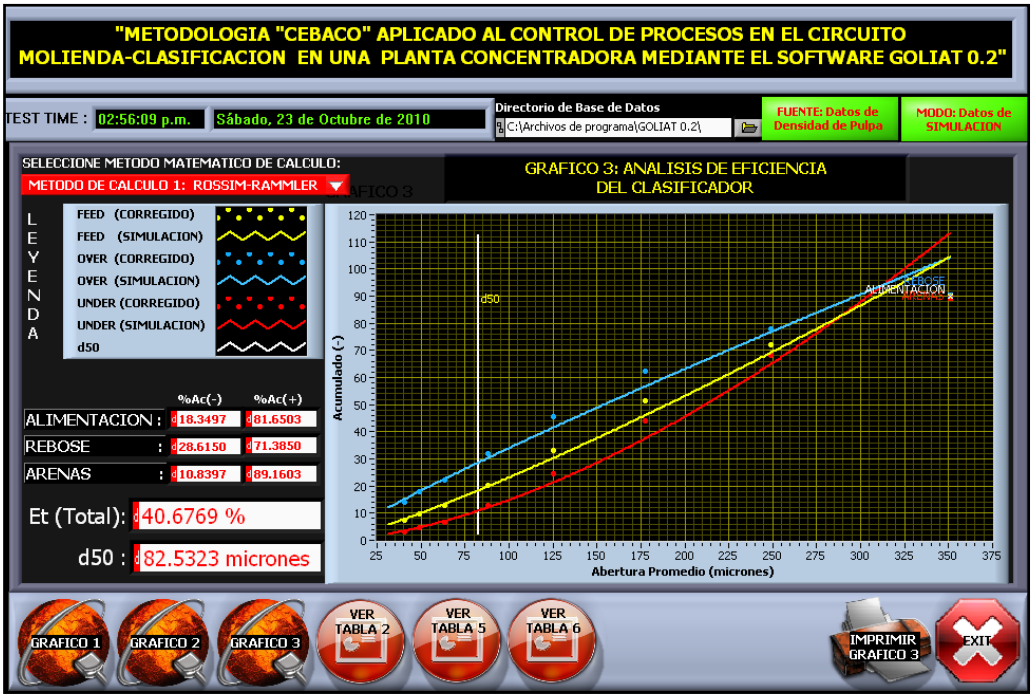
Tabla 7.27. Parámetros calculados por el software a partir de las tablas 7.25 y 7.26. *Aqui se visualiza los valores del d50 y el valor de la eficiencia de clasificación calculado con la metodología "Cebaco"*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de densidad de pulpa	
MODO: Datos de simulación	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	82.5323
Et (Eficiencia total)	40.6769

Figura 7.25. Datos simulados y datos de planta (experimental) para determinar los perfiles granulométricos. *Aquí se visualiza los perfiles granulométricos de los tres flujos del clasificador de la planta concentradora "Huari".*

Figura 7.26. Curva de tromp para determinar el porcentaje de partición simple (%e), el calculado (%ec) y el d50. *Aquí se visualiza la curva de partición con la que se calcula el d50.*

Figura 7.27: Gráfico del d50 y el perfil granulométrico simulado para determinar la eficiencia de clasificación. *Aquí se visualiza el intercepto del valor del d50 a los perfiles granulométricos para determinar la eficiencia de clasificación por la metodología "Cebaco".*



7.6.2 ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR LA METODOLOGÍA TRADICIONAL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO EN SECO.

Para determinar los perfiles de los análisis granulométricos se toma como base el análisis granulamétrico realizado en laboratorio metalúrgico de la planta después de un muestreo en los tres flujos del clasificador en el circuito de molienda-clasificación en la planta concentradora con la cual se elabora la tabla 7.28 con la cual se construye dichos perfiles que se puede visualizar en la figura 7.28, para el cálculo del d50, que en este caso es 84.1349, se toma como base la tabla 7.29 y este valor se visualiza en la tabla 7.30 y en la figura 7.29, y para el cálculo de la eficiencia de clasificación se toma com base la tabla 7.29, que es de 41.6051 %, cuyo resultado se puede visualizar en la tabla 7.30 y en la figura 7.30. La razón de carga circulante calculado es de 1.488 tomando como base la tabla 7.29 con el método de Lagrange y se puede visualizar en la tabla 7.29.

Tabla 7.28. Datos del análisis granulométrico hallado en el laboratorio de la planta concentradora "Huari" de la UNCP. *Aquí se puede visualizar el análisis granulométrico de los tres flujos del clasificador las que servirán como base para hacer los cálculos por la metodología tradicional.*

(Datos de planta 1: Planta HUARI-UNCP)

MALLA	Abertura(µ)	%Peso (F)	%Peso (O)	%Peso (U)
60	210	28	22	32
100	147	23	15.5	28
150	104	19	17.5	20
200	74	10	13	8
325	43	6.9	10	5
-325	43	13.1	22	7

Tabla 7.29. **Resultados de los cálculos realizados por la metodología tradicional a partir de la tabla 7.28.** *Aquí se visualiza los resultados calculados a partir del análisis granulométrico de la planta concentradora "Huari" de la UNCP.*

Malla	Abertura micrones	%Peso Fc	%Ac(-) Fc	%Peso Oc	%Ac(-) Oc	%Peso Uc	%Ac(-) Uc	R	%Eo simple	%Eu simple	%Eo calc	%Eu calc
60	210	27.988	72.012	22.005	77.995	32.007	67.993	1.488	31.596	68.404	25.253	74.747
100	150	22.985	49.028	15.506	62.489	28.009	39.984	1.488	27.111	72.889	33.201	66.799
170	90	18.997	30.031	17.501	44.988	20.002	19.982	1.488	37.022	62.978	41.333	58.667
200	74	10.006	20.024	12.998	31.99	7.996	11.985	1.488	52.2	47.8	49.085	50.915
325	47	6.972	13.053	9.971	22.019	4.957	7.028	1.488	57.473	42.527	58.352	41.648
-325	0	13.053	0	22.019	0	7.028	0	1.488	67.792	32.208	66.566	33.434

Tabla 7.30: **Parámetros calculados por el método tradicional a partir de las tablas 7.28 y 7.29.** *Aqui se visualizan los valores del d50 y de la eficiencia de clasificación.*

MODELO DE ROSÍN-RAMMLER	
FUENTE: Datos de tabla de % peso	
MODO: Datos de planta	
MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER	
d50 :	84.1349
Et (Eficiencia total)	41.6051

Grafico 7.28. Gráfico del perfil granulométrico simulado vs. datos de planta (experimental). *Aquí se visualiza la determinación de los perfiles granulométricos calculados con la metodología tradicional.*

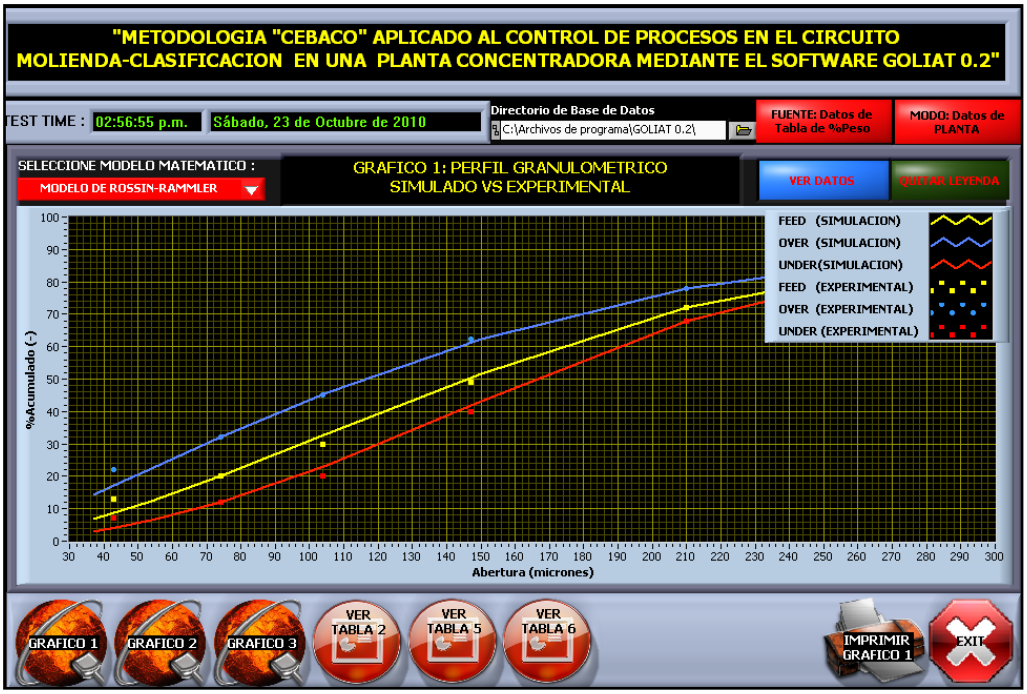


Figura 7.29. Curva de tromp para determinar el porcentaje de partición simple (%e), el calculado (%ec) y el d50. *Aquí se visualiza la curva de partición donde se determina el valor del d50 por la metodología tradicional.*

Figura 7.30. Gráfico del d50 y el perfil granulométrico para determinar la eficiencia de clasificación. *Aquí se visualiza el intercepto del d50 a los perfiles granulométricos para determinar la eficiencia de clasificación.*

7.6.3 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS POR AMBAS METODOLOGÍAS.

El tamaño de corte (d50) calculado con la metodología "Cebaco" es de 82.5323 micrones y el d50 calculado con los datos del análisis granulométrico realizado por la metodología tradicional es de 84.1349 micrones casi son similares siendo la diferencia de tan solamente 1.9%, la eficiencia de clasificación calculado por la metodología "Cebaco" es de 40.6769% y haciendo los cálculos con la metodología tradicional da que la eficiencia de clasificación es de 41.6051 % los resultados son similares siendo la diferencia de tan solamente el 2.2 %, y la razón de la carga circulante calculado por la metodología "Cebaco" es de 1.535 y la razón de carga circulante calculado por la metodología tradicional es de 1.488, existiendo una diferencia de tan solamente 3.1%, valores que estan muy cercanos.

CAPÍTULO VIII

EVALUACIÓN ECONÓMICA

8.1. GENERALIDADES

Dado a que el método propuesto, está orientado para un control rápido de procesos de las principales variables que afectan las operaciones de molienda – clasificación, ya que el producto de este circuito tiene incidencia en la buena recuperación del circuito de flotación y por ende todo esto influye en la rentabilidad de una planta concentradora, lo que quiere decir que si se hace un buen control en molienda-clasificación obviamente esto repercutirá en el circuito de flotación donde la calidad y las recuperaciones de los concentrados se incrementaran considerablemente.

Por otro lado, se sabe que para llevar adelante cualquier proyecto de mejora u optimización se requiere de un capital de inversión ya que ello estará orientado para la compra de nuevos equipos, instrumentos y materiales de trabajo [50]. Pero en este caso, para materializar la metodología, no se requiere comprar ningún equipo o material nuevo, por lo tanto no se requiere de un capital de inversión, ya que como es sabido

cualquier planta concentradora, no importando el tamaño, casi siempre cuenta; con un juego de mallas, computadoras, calculadoras, un densímetro Marcy, etc.

Entonces para hacer la valorización económica, ya que todo proyecto está orientado a incrementar la rentabilidad de la empresa, básicamente estará basado en la valorización de los concentrados obtenidos, antes de utilizar el método propuesto y después de utilizar el método propuesto, donde se demostrará que el uso de la métodología "Cebaco" tiene ventajas económicas con relación al control de procesos por la métodología usada tradicionalmente. Los concentrados tomados como base para la valorización fueron el compendio y el promedio de un mes de tratamiento en ambos casos.

8.2. CAPITAL DE INVERSIÓN

Para este proyecto, no se necesita capital de inversión, ni capital de trabajo, solamente capacitar al personal que va a estar a cargo del control del proceso de molienda – clasificación ya que, ellos deben de ser bien entrenados y adquirir el software, pero debido a que el costo por este rubro es mínimo, por lo tanto, se desprecia; por otro lado para nada se tomará también en cuenta el costo de producción en los trabajos de beneficio de la planta concentradora antes de la aplicación de la metodología "Cebaco"

Tabla 8.1. Balance metalúrgico antes de la aplicación de la metodología "Cebaco"

Producto	Peso TMS	LEYES					% RECUPERACIÓN			
		Ag/03/TM	%Pb	%Cu	%Zn	%H_2O	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn
Cabeza	4241.36	3.00	2.13	0.21	7.76		100.00	100.00	100.00	10.00
Concentrado de cobre	9.73	60.95	6.04	26.59	3.83	11.50	6.03	1.07	32.69	0.12
Concentrado de plomo	117.14	71.90	66.84	0.75	3.23	12.20	64.00	86.03	7.62	0.98
Concentrado de zinc	557.21	2.27	0.79	0.53	55.06	11.00	10.19	4.94	35.83	92.56
Relave general	3557.28	0.68	0.19	0.07	0.51		19.78	7.96	23.81	6.33

Tabla 8.2. Balance metalúrgico después de la aplicación de la metodología "Cebaco"

Producto	Peso TMS	LEYES					% RECUPERACIÓN			
		Ag/03/TM	%Pb	%Cu	%Zn	%H_2O	%Ag	%Pb	%Cu	%Zn
Cabeza	4377.82	3.51	2.45	0.24	7.68		100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado de cobre	12.72	75.47	7.57	25.89	4.77	19.5	6.25	0.90	31.52	0.18
Concentrado de plomo	139.45	72.68	67.34	0.57	4.01	12.2	66.04	87.50	7.56	1.66
Concentrado de zinc	560.24	2.74	0.91	0.64	55.39	11.0	10.01	4.76	34.35	92.32
Relave general	3665.42	0.74	0.20	0.08	0.54		17.70	6.83	26.57	5.84

8.3. VALORIZACIÓN DE LOS CONCENTRADOS

Para valorizar los concentrados para ambos casos, se toma como base los balances metalúrgicos del compósito promedio de tratamiento metalúrgicode en una planta concentradora que procesa minerales polimetálicos de plomo, plata, cobre y zinc.

También, para la valorización se toma como base el precio de los metales promedio del primer semestre del año 2009, en el mercado de LONDRES – INGLATERRA.

Tabla 8.3. Precio de los metales en el mercado de Londres

Metal	$ U.S./TM	$ U.S./libra	$ U.S./onza troy
Plata			17.50
Cobre	4663.00	2.12	
Plomo	1465.90	0.66	
Zinc	1477.92	0.67	

Fuente: Diario El Comercio, día 28 de setiembre del 2009.

8.4. VALORIZACIÓN DE LOS CONCENTRADOS ANTES DE LA APLICACIÓN DE LA MÉTODOLOGÍA CEBACO

Para esta valorización se tendra en cuenta el balance metalúrgico dado en la tabla Nº 6.1

Para lo cual para que sea más equitativa e imparcial la comparación. El mineral base tratado será de 4200 TMS.

8.4.1 Valorización del concentrado de cobre - plata

Peso del concentrado cobre – plata

$$= 9.73 \times \frac{4200}{4241.36}$$

$$= 9.64\ TMS$$

Base de cálculo = 1 TMS de concentrado de cobre – plata

Pagos:

$$Cu \quad = 26.59 - 1.4\% = 25.19\%$$

$$= 0.2519 \times \frac{1000 Kgs}{1TM} \times 2.20 \frac{lbs}{Kg} \times 2.12 \frac{\$}{libra} = 1174.86 \frac{\$}{TM}$$

$$Ag \quad = 60.95 \frac{onzas}{TM} \times 7.5 \frac{\$}{onza} = 1066.63 \frac{\$}{TM}$$

Valor neto del metal = 1174.86 + 1066.63 = 2241.45 $\frac{\$}{TM}$

a) Deducciones

- Maquila (fundición) = $250.00
- Costo de conversión

$$26.59 - 1.4 \quad = 25.15\% \qquad cada\ \$1.4\ por\ \ cada\ 1\%$$

$$= 1.4 \times 25.15 = 35.2 \frac{\$}{TM}$$

Penalidades

H_2O = 11.5 – 8.00% = 3.5

3.50 x $2.00 por cada 1% = $7.0

Zn = nada (menor del 5%)

Pb = 6.04 – 2% = 4.04%

= 4.04 x $1.5 por cada 1% = $6.06

Total de deducciones:

= 250 + 35.2 + 7 + 6.06 = $29.26

Valor por TMS de concentrado = 2241.45 – 29.26 = $1950.19

Valor por 1 día de tratamiento = $1950.19 x 9.64 $\frac{TMS}{día}$ = $18799.83 $\frac{\$}{día}$

8.4.2 Valorización del concentrado de plomo - plata

Peso del concentrado plomo – plata

$$= 117.14 \times \frac{4200}{4241.36}$$

$$= 116\ TMS$$

Base de cálculo = 1 TMS de concentrado de plomo – plata

b) Pagos:

$$Pb \quad = 66.84 - \frac{95\%}{100} = 63.50\%$$

$$= 0.6350 \times 1000 \times 2.20 \frac{lbs}{Kg} \times 0.66 \frac{\$}{libra} = 923.95 \frac{\$}{TM}$$

$$Ag \quad = 71.90 \times 0.95 = 68.31 \frac{onzas}{TM}$$

$$= 68.31 \frac{onzas}{TM} \times 17.50 \frac{\$}{onza} = 1195.43 \frac{\$}{Tm}$$

Valor neto del metal = 923.95 + 1195.43 = 2119.36 $\frac{\$}{TM}$

c) Deducciones

- Maquila (fundición) = $250.00

Penalidades

H_2O = 12.2 – 8% = 4.2%

4.2% x $3.00 por cada 1% = $12.6

Zn = 3.23 – 2.5% = 0.73%

0.73% x $3.00 por cada 1% = $2.15

Total de deducciones:

= 250 + 12.6 + 2.15 = $264.75

Valor neto del metal por TMS = 2119.36 – 264.75 = 1854.6 $\frac{\$}{TM}$

Total de valorización por 1 día de tratamiento =

$1854.6 x 116 $\frac{TMS}{día}$ = 215134.76 $\frac{\$}{día}$

6.4.3 Valorización del concentrado de zinc

Peso del concentrado zinc

$$= 557.21 \times \frac{4200}{4241.36}$$

$$= 551.78\ TMS$$

Base de cálculo = 1 TMS de concentrado de zinc

a) Pagos:

$$Zn \quad = 55.06 \times 85\% = 55.06 \times 0.85 = 46.80\%$$

$$= 0.4680 \times 1000 \times 2.2046 \times 0.67 \frac{\$}{libra} = 691.29 \frac{\$}{TM}$$

$$Ag \quad = 2.27 \times 50\% = 2.27 \times 0.5 = 1.135\ onzas$$

$$= 1.135 \frac{onzas}{TM} \times 17.50 \frac{\$}{onza} = 19.86 \frac{\$}{TM}$$

Valor del metal = 691.29 + 19.86 = 711.15 $\frac{\$}{TM}$

Deducciones

- Fundición (CIF – FAB – puerto europeo) = $268.00

Penalidades

H_2O = 11% - 8% = 3%

3% x $3.00 por cada 1% = $9.0

Flete = $64.50

Seguro = $3.60

Total de deducciones:

= $345.1 \frac{\$}{TMS}$

Valor total del metal por TMS = 711.15 – 345.1 = $366.05 \frac{\$}{TM}$

Valor total por por 1 día de tratamiento =

$$366.05 \frac{\$}{TM} \times 551.78 \frac{TMS}{DIA} = 201979.07 \frac{\$}{DIA}$$

8.4.4 Valor del concentrado total

El valor de los 3 concentrados será:

18799.83 + 215134.76 + 201979.07 = 435913.66 $\frac{\$}{DIA}$

8.5. VALORIZACIÓN DE LOS CONCENTRADOS DESPUÉS DE LA APLICACIÓN DE LA METODOLOGÍA "CEBACO".

Para valorizar los concentrados producidos por la planta concentradora, con el método propuesto se utiliza la tabla Nº 6.2 que son los resultados promedio del compósito de tratamiento en la planta.

8.5.1 Valorización del concentrado de cobre - plata

Peso del concentrado (cobre-plata) = $\frac{12.72x4200}{4377.82} = 12.20TMS$

Base de cálculo = 1 TMS de concentrado de cobre-plata

a) Pagos:

$Cu = \quad 25.89 - 1.4\% = 24.45\%$

$0.2445x1000\frac{Kg}{1TM}x2.2046\frac{lbs}{1Kg}x2.125\frac{\$}{libra}$

$1142.73\frac{S/.}{M.}$

$Ag = \quad 75.47\frac{onzas}{TM}x17.5\frac{\$}{onza} = S/.1320.73$

Valor neto del metal = 1142.73 + 1320.73 =2463.40

b) Deducciones:

- Maquila (fundición) = $.250.00
- Costo de conversión

25.89 – 1.4 = 24.49% cada $.1.4 por cada 1%

$=1.4x24.49 = 34.29\frac{\$}{TM}$

Penalidades

H_2O : 11.5 – 8.00% = 3.5%

3.5 x $.2.00 por cada 1% = $.7.0

Zn: nada (menos de 5%)

Db: 7.57 – 2% = 4.57%

= 4.57 x $.1.5 por cada 1% = $.6.86

Total de deducciones

= 250 + 34.29 + 6.86 = $.291.15

Valor neto por TMS de concentrado = 2463.46 – 291.15 = $.2172.31

Valor por día de tratamiento = 2172.31 x 12.20 = 26502.18 día

8.5.2 Valorización del concentrado de plomo-plata

Peso del concentrado de plomo – plata = $139.45 x \frac{4200}{4377.82} =$

= 133.76 TMS

Base de cálculo = 1 TMS de concentrado de plomo – plata

a) Pagos:

$$Db \quad = 67.34 x \frac{95\%}{100} = 63.97\%$$

$$= 0.6397 \times 1000 \times 2.2046 \times \frac{\$}{libra} = 931.79 \frac{\$}{TM}$$

$$Ag \quad = 75.47 \times 0.95 = 71.7 onzas$$

$$= 71.7 \frac{onzas}{TM} \times 17.5 \frac{\$}{onza} = 12.54.75 \frac{\$}{TM}$$

Valor neto del metal = 931.79+1254.75=2185.54 $\frac{\$}{TM}$

b) Deducciones:

- Maquila (fundición) = $.250.00

Penalidades

H_2O = 12.2 – 8% = 4.2%

= 4.2% por $.3.00 por cada 1%=$.12.6

Zn = 4.01 – 2.5% - 1.51%

= 0.51% x $.3.00 por cada 1% = $.4.53

Total de deducciones

= 250 + 12.6 + 4.53 = 267.13 $\frac{\$}{TM}$

Valor neto por TMS = 2185.54 – 267.13 = 191.84 $\frac{\$}{TM}$

Valor por 1 día de tratamiento =

$$191.84\frac{\$}{TM}x133.79\frac{TMS}{DIA}=256664.07\frac{\$.}{DIA}$$

8.5.3 Valorización del concentrado de zinc

Peso del concentrado de zinc = $560.24\,x\,\frac{4200}{4377.83}=537.48TMS$

= 133.76 TMS

Base de cálculo = 1 TMS de concentrado de zinc

a) Pagos:

$$Zn \quad =55.39x85\% = 55.39\times 0.85 = 47.08\%$$

$$=0.4708\times 1000\times 2.2046\times 0.67\frac{\$}{libra}=695.41\frac{\$}{TM}$$

$$Ag \quad = 2.74\times 50\% = 2.74\times 0.5 = 1.37\,onzas$$

$$=1.37\frac{onzas}{TM}\times 17.5\frac{\$}{onza}=23.98\frac{\$}{TM}$$

Valor neto del metal = 695.41 + 23.98 = 719.39 $\frac{\$}{TM}$

b) Deducciones:

- Fundición (CIF – FOB – puerto europeo) = $.268

Penalidades

H_2O = 11% – 8% = 3%

= 3% por $.3.00 por cada 1%=$.9.0

- Flete= $.64.50
- Seguro = 3.60

Total de deducciones

$$= 268 + 9.0 + 64.50 + 3.60 = 345.1 \frac{\$}{TM}$$

Valor total del metal por TMS = 719.39 – 345.1 = $374.25 \frac{\$}{TM}$

Valor total del metal por 1 día de tratamiento =

$$374.99 \frac{\$}{TM} x 537.48 \frac{TMS}{DIA} = 201173.39 \frac{\$}{DIA}$$

8.5.4 Valor del concentrado total

El valor metálico de los 3 concentrados será:

$$26502.18 + 256664.07 + 201173.39 = 484339.64 \frac{\$}{DIA}$$

8.6 ESTADO DE GANANCIAS Y PÉRDIDAS

Teniendo en cuenta tres aspectos principales que se tomó como base para la valorización de los concentrados, primero, que el precio de los metales está en el mercado fluctuando constantemente, por esa razón se tomó el promedio del primer semestre del 2009; el segundo, el costo de producción es constante, para ambos casos, ya que con el mejor control incluso se puede bajar los costos de producción e incrementar la producción, esto por dos motivos, el mejor control nos puede llevar a incrementar el tonelaje de tratamiento por trabajar con una carga circulante en la molienda-clasificación menor y la adecuada y la tercera

las deducciones también casi son constante y esto se puede visualizar en los balances metalúrgicos.

Ganancia por 1 día de tratamiento

$$= 484339.64 - 435913.66 = 48425.98 \frac{\$}{Día}$$

Ganancia unitaria $= \frac{48425.98}{42.00} = 11.53 \frac{\$}{TM}$

CONCLUSIONES

Se llegaron a las siguientes conclusiones:

1. El control de las variables operativas en el circuito de molienda clasificación realizadas con la metodología propuesta “CEBACO” es eficiente hasta en un 90 % con un nivel de significancia de 0.08 y económicamente rentable en 11.53 dólares americanos por tonelada de mineral tratado.

2. El tamaño de partición llamado d50 calculado por el método tradicional es de 81.31 micrones y por el método propuesto es de 83.56 micrones siendo la variación de tan solamente 2.7 %.

3. La eficiencia de clasificación calculada por la metodología tradicional es de 57.93 % y por la metodología propuesta es de 53.18 %, siendo la varicion solamente del 8% y con un nivel de significancia del 0.08.

4. Los resultados mas óptimos que se obtuvieron fue donde el tamaño de corte (d50) calculado con la metodología “Cebaco” es de 85.2559 micrones y el d50 calculado con los datos del análisis granulométrico

realizado por la metodología tradicional es de 88.3061 micrones casi son similares siendo la diferencia de tan solamente 3.45%, la eficiencia de clasificación calculada por la metodología “Cebaco” es de 51.6255% y haciendo los cálculos con la metodología tradicional da que la eficiencia de clasificación es de 51.8102 % los resultados son similares siendo la diferencia de tan solamente el 0.36%, y la razón de la carga circulante calculada por la metodología “Cebaco” es de 1.887 y la razón de carga circulante calculada por la metodología tradicional es de 1.903, existiendo una diferencia de tan solamente 0.84%, valores que están muy cercanos.

5. El tiempo que se demora para realizar el control de las variables operativas con el método tradicional es de aproximadamente 4 horas y con el método propuesto el tiempo es de tan solamente 5 minutos, existiendo una diferencia considerable,

6. El modelo matemático que tienen mayor ajuste y se acerca más a lo real, para el análisis de distribución granulométrica de partículas mineralizadas es la de Rosin – Rammler.

RECOMENDACIONES

Se sugiere las siguientes recomendaciones:

1. Divulgar y poner en conocimiento, la metodología propuesta, a las diferentes plantas concentradoras, con el objetivo de que puedan usarlo e incrementar la calidad y las recuperaciones de sus concentrados.

2. Actualmente en plantas concentradoras de gran capacidad como Toquepala, para el control granulométrico se están utilizando equipos sofisticados con sensores, como por ejemplo el PSI 500, siendo su costo de venta muy alto y por lo tanto es recomendable el uso de este método sobre todo para las plantas de pequeña y mediana capacidad.

3. Para su uso en una planta concentradora se recomienda instalar computadoras para una mejor eficicacia de su aplicación.

4. Hacer estudios para hacer compatible el método propuesto con un sistema de control automático

5. Para que los resultados sean veraces se recomienda que la lectura del densímetro Marcy sea correcta y la toma de muestras se debe realizar con bastante cuidado y presición.

6. Calcular constantemente la gravedad específica del mineral por las fluctuaciones que podría tener, debido a que la extracción del mineral no es de lugares fijos y de forma homogénea, sino que varían constantemente y entonces la gravedad específica del mineral puede variar considerablemente.

BIBLIOGRAFÍA

[1] ALBURQUERQUE, L., WHEELER , J., VALINE, S. and GANAHL, B. "Application of high frecueny screen in closing grinding circuit", "Derrick Coroporation USA". 2004.

[2] ANDREEV, C., Et. Al. "Doblenie, izmilchenie i grosochenie polieznix iskapoemix mineralov" Nedra, Moskva, 1980.

[3] ARÉVALO H., QUIÑONEZ, C., y VALLEJO, W., "Desarrollo de un instrumento virtual para la medida del pH empleando LabView y un sensor robusto", XXIX congreso latinoamericano de Química, Bogotá 2006.

[4] AUSTIN; Leonardy CONCHA, Fernando; "Modelación matemática y simulación en molienda-clasificación de minerales", RED Y FRAGMENTACION CYTED, Concepción, Chile 1994.

[5] ÁVILA ACOSTA; "Metodología de la Investigación" como

R.B. elaborar la tesis y/o investigación", estudio y ediciones R.A., Lima, Perú 2001.

[6] BARKHUYSEN, N. J., "Implementing strategies to improve mill capacity and eficiency through Classification by particle size only, with case studies", Derrick corporation, the south African institute of mining and Metallurgy Base Metals, Conference. 2009.

[7] BASURTO CONTRERAS, César; "Control de un chequeo rápido de las variables de molienda-clasificación en una planta concentradora". VI Congreso Nacional de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales, Huancayo, diciembre 1997.

[8] BOND, F.C. "Estándar Grindability Tests Tabulated", AIME Trans Vol. 183, p 313. 1945.

[9] BOND, F.C. "The third Theory of Conminution", AIME. Trans., Vol. 193, p. 484, 1952 Mining Engineering Mayo 1952.

[10] BOUSO, J. L. "Nuevas tendencias de clasificación de procesamiento de minerales, Eral, Equipos y procesos S.A., Quito, Ecuador. 2003

[11] BUSTAMANTE, H. "Modelos matematicos y simulación", Universidad de Goyacá, facultad de ciencias e ingeniería, Colombia 1998.

[12] CÁRCAMO, H., "Operaciones mecánicas en Ingeniería Metalúrgica", Facultad de ingeniería y ciencias geólogicas ,Universidad Católica del Norte Antofagasta, Chile, Mayo, 2003.

[13] CATONI, M., JOFRE, J. y MENACHO, J. "Modelo de circuito generalizado de molienda – clasificación con aplicación en la optimización técnico – económico del sistema", memoria titulación Ing. Civil

metalúrgico, USACH – Chile, J. Menacho, J Jofré (patrocinadores), 1995”

[14] CHICA, L. M. OSPINA, M. y BUSTAMANTE, O. “Optimización de circuitos de molienda húmeda de suspensiones poliminerales, retos en el análisis de variables, simulación y control de procesos”. Universidad de Colombia, Sede Medellín. Prospect. Vol. 7 Nº 2, Julio – diciembre 2009.

[15] CHUCK D. and CIRIBENI, V. “Modelación de circuitos de molienda y clasificación orientada al control de procesos”. Instituto de investigaciones mineras. Facultad de ingeniería, UNSJ – Argentina. 2006.

[16] CURRIE, John “Operaciones unitarias en procesamiento de minerales”, Traducido por Chia Aquije J. y Chia aquije J. Lima – Perú. 1984.

[17] CYTEC “Manual de productos químicos para minería”, Lima ,Perú 2009

[18] DADSON, Bryan, “The weibull analysis handbook”, 2da ed. Milwaukee, Wisconsin. Asq quality press, 2006.

[19] DAVIS, E. W. “Ball Mill Crushed in closed circuits with screens”. Bulletin University of Minnesota, Mines experiment Station Bulletin Nº 10. 1925.

[20] DELGADO, M., DIAZ G. y CHAMBI, R., “Expansión de producción de condestable con innovaciones tecnológicas en clasificación de molienda”, XXVII Convención de Mineria. Instituto de ingeniero de minas del Perú, Extemin. 2007.

[21] DIAZ CALDERÓN, A, PAREDIS, C. J. “Organization and selection of reconfigurable models”, Winter simulation

and KHOSLA, P. K. conference pp. 386-392, 1994.

[22] FINNEY, D., "Probit analysis Cambridge Univ. Press." Cambridge UK, 1964.

[23] FUERSTENAU, D.W. and ABOUZEID, A., "The energy efficiency of ball milling in conminution", in: international journal of mineral processing 67. P. 162, 2002.

[24] GUTIERREZ, L. y SEPULVEDA, J.E. "Dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática", CIMM, Chile, 1986.

[25] HATCH, C. C., and MULAR, A.L. "Simulation of, the Brenda Mines ltd secondary crushing plant", SME preprint Nº 79-54, Annual Meeting, N. Orleans, 1979.

[26] HERBS, J.A. ,RAJAMANI, K. and KINNEBERG, D. E. "A computer program for the simulation of grinding circuits", USA, University of Utah, 1977.

[27] HIMELBLAU, D. and KENNETH, Bi. "Análisis y simulación de procesos" ISBN 84-499-7235-1. Editorial Reverté S.A. 2-5. 2004.

[28] HORST, W. E. and FREEH, E. J. "Mathematical modeling applied to analysis and control of grinding circuits", AIME Annv. Meet Denver, Pág. 70 – B – 27. 1970.

[29] HULBURT, H. M. and KATZ, S. "Some problems in particle Technology, A statical Mechanical Formulation", Chem.. Eng. Sci., 19-555. 1964.

[30] HULBURT, H. "Manual de Mineralogía de Dana". Editorial Reverté, Madrid; España 1975.

[31] IRIONDO, N., ARTAZA F., CALVO, S., CABANES, R. ORIBE, D. and MARCOS, M. "Metodologia para el diseño jerárquico de sistemas de control industrial validado mediante modelado basado en componentes" XXV jornada de automática ciudad, real, 8-10 de setiembre del 2004.

[32] JIMÉNEZ, F. "Matemáticas para ingenieros". Editorial de la Universidad del Atlántico, Barranquilla, Colombia, 2004.

[33] KARRA, V. K. "Development of a Model for predicting the screening performance of a vibrating screen", proceeding, Canadian Inst. Of Min. and Met. Montreal, 1978.

[34] KOBASHIKAWA CHINEN, J. A. "Corrección de análisis granulométrico y químicos por multiplicadores de Lagrange", 15 de octubre del 2003.

[35] KOYARKI, G. M. and XISCATTI, C. "Utilización del software Labview para simulación de procesos". 2001.

[36] LÁZARO, A. M. "LabVIEW programación gráfica para el control de instrumentación". Editorial Paraninfo, España. 2001.

[37] LINARES, N. "Caracterización del tamaño de partículas" escuela de metalurgia. Universidad nacional Jorge Basadre Grohmann, Tacna – Perú, 2010.

[38] LIU, YI and SPENCER, S. "Dynamic simulation of grinding circuits", Minerals Engineering. Vol 17 pp 1189 – 1198. 2004.

[39] LÓPEZ PRINCIPE, P. "Hidrociclones en beneficio de Minerales" ICBA ingeniería de Cyclones S.A.C. Lima – Perú, 2006.

[40] LYNCH, A.J. and RAO, T.C. "Modeling and scale-up of hydrocyclone classifiers In": M. cart (editor), proc, 11th int. Miner.Process.congr, Cagliari, pp. 245 – 269 Roma 1975"

[41] MACHADO LEITE, M. R. "Kinetic Models fort he simulation of crushing circuits", Miner. Eng, 3, 165 – 180, 1990.

[42] MACKULACK, G. T. and COCHRAN, J. K. "The generic specific modelling approach: and application of artificial intelligence to simulation", II E Integrated systems conf. and society for integrated manufacturing conf. San Antonio, pp. 82 – 87. 1990

[43] MAMANI, Absalón; "Manual de flotación de minerales", Lima Perú 1988.

[44] MANZANEDA C., José; "Procesamiento de minerales". Editorial Gráficas, Lima, Perú.2001.

[45] MENACHO, Jorge, "Modelación matemática en conminución de minerales"; CYTED, Lima –Perú, 1995.

[46] MENENDEZ, J. M. y DZIOBA, B. R. "Aplicación de la simulación matemática al análisis en régimen transitorio de un circuito cerrado de molienda", Revista DYNA año 71, Nº 142 pp. 25-31, Medellin, Colombia Julio 2004.

[47] MOLERUS, O., "Theory of yield of cohesive powders", powders Tech., 12, 259 – 275. 1975.

[48] MORENO, R., "Modelado, simulación y supervisión de una planta piloto de producción en el entorno ECOSIM - LabVIEW" Universidad Autonoma de Barcelona 2da. reunión de usuarios de Ecosimpro uned., Madrid 24 – 25, febrero 2003.

[49] OBLAD, Edward; "Modelación mátemática en la industria del mineral", Lima –Perú; 1994

[50] PETERS, M. y TIMMERHAUS, K. "Diseño de plantas y su evaluación económica para Ingenieros Químicos", Editorial Géminis S.R.L., Buenos Aires. 1978.

[51] PLITT, L. R. "A mathematical Model of the hydrociclone classifier, CIM Bull, Vol 69, Nº 776, pp. 114-

123, 1976.

[52] PLITT, L. R. "the analysis of solid – solid separations in classifiers", CIM bulletin , 64, p. 42. 1971.

[53] QUIROZ, I., "Operaciones unitarias en procesamiento de minerales" – UNI, Lima, Perú. 1989.

[54] RAJAMANI, K. and HERBS,J.A. "Optimal control of a ball mil grinding circuit –I; circuit – II, grinding, circuit modeling and dynamic simulation". Chemical Engineering Science, vol. 46 Nº 3 p.p. 861 – 870 and pp 877 – 8979, 1991.

[55] RANDOLPH, A.D. and LARSON, M.A. "Theory of particulate Process: Analysis and Techniques of continuous Crystallization", 2nd. ed. Academic Press, New York. pp. 62-67, 1988.

[56] REID, K. J., "Derivation of an ecuation for classifier reduced performance curves", can. Metall. Quart., vol 10, Nº 3, pp. 253 – 254; 1971.

[57] RIOS, J. H. y ORCÉS, E. "Implementación de un control digital para el modulo de control de nivel y caudal de la planta con tres procesos de la FIMCP", escuela superior del litoral, B.G. california Institute of Technology. USA. 2004.

[58] RIVERA, Juan "Compendio de conminución", Editorial e imprenta UNMSM, lima - Perú 2003.

[59] ROGERS, R.C.C., and BRAME, K.A. "Minerals and metallurgical Processing", 3, 240 – 246. 1986.

[60] ROMERO A., FLORES, S. y ARÉVALO, W. "Análisis granulométrico para la producción industrial del cobre a partir de la calcopirita", Revista de la Facultad e Ingeniería de industrial, Vol. 12(2): pp 21-26 (2009) UNMSM.

[61] ROSIN, P. and "The laws Governing the fineness of

RAMMLER, E. powdered coal",J. inst. Fuel 7, 29-36 y análisis 109 – 112 (1933-1934)

[62] RUPPEL, F. and WYSOR, W. "Guidelines for simulator – Based control system testing" Tecnology transfer, SEMATECH, 1997.

[63] SÁNCHEZ, H. y REYES H., "Metodologia y diseño de la investigación científica", Lima, Perú, 1986.

[64] SCHUHMANN, R. "Principles of Conminution. I. Size Distribution and Surface Calculations". AIME. TechnicalPaper Nº 1189, MiningTecnology Julio 1940.

[65] SHANON, R. J., "Systems simulation, Threat and Science", IEEE transactions on systems, man and cybernetics. pp. 723 – 724. 1976.

[66] SPOTISWOOD, W. and ERROL, N. "Introducción al procesamiento de minerales". Editorial LIMUSA, México D.F. 1990.

[67] TAGGART, A F. "Elementos de preparación de minerales", 1975.

[68] TAPIA QUEZADA, J. "Caracterización de partículas y suspensiones", Universidad "Arturo Prat", Iquique – Chile, 2004.

[69] TAPIA QUEZADA, J. "Elementos y técnicas de clasificación", Universidad "Arturo Prat", Iquique, Chile ,2004.

[70] TAPIA QUEZADA, T. "Teoría y técnicas de muestreo", "Teoría y técnicas de molienda", Universidad "Arturo Prat", Iquique, Chile ,2004.

[71] WALTER, G. W., WHITEN, W. J., "An examination of teartiary screening using simulation", Proceedings, Aust. Inst. Of. Mining and metal., Nº 261, pp. 13, March

1977.

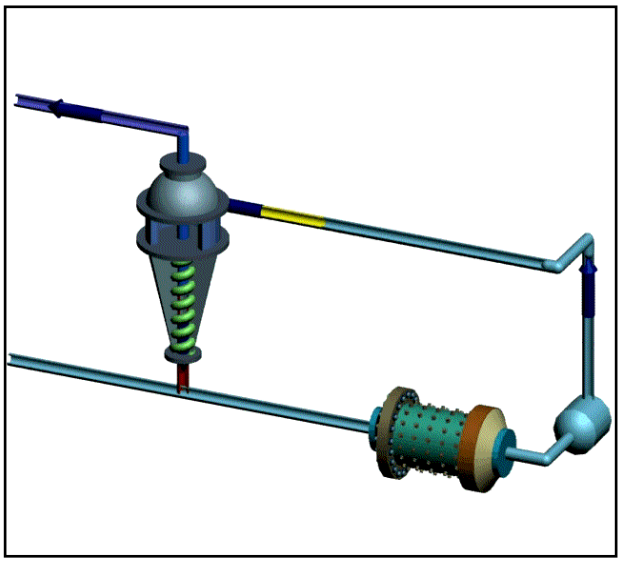
[72] WEIBULL, W., “A statical distribution function of wide applicability”, J. Appl., - Trans ASME 18(3): 293-297. 1951.

[73] YOPLAC CASTROMONTE, E. “Curso de modelos matemáticos para reducción de minerales y flotación”, “Instituto de Capacitación Minera”, Lima 23-25 de abril 2008, Perú.

ANEXOS

MANUAL DE USUARIO SOFTWARE

GOLIAT 0.2 EVOLUTION



2010-PERU

By: Ing. Cesar M. Basurto Contreras

1. INTRODUCCIÓN A GOLIAT 0.2

1.1. Información general

GOLIAT 0.2 es una aplicación software completamente autónoma, es decir que no requiere de otro paquete software para su ejecución, fue desarrollado en el entorno LabVIEW 8.0 versión estudiantil basado en lenguaje G, cabe mencionar que a pesar de ello para ejecutarse en un sistema cualquiera sea Windows XP, Windows Vista, 7 etc., etc. de 32 o 64 bits, no requiere que labVIEW se encuentre instalado en dicho sistema, ya que GOLIAT 0.2 cuenta con su propio instalador.

El software fue desarrollado con el propósito de simular datos de composiciones y parámetros en un clasificador, utilizando algoritmos matemáticos y computacionales GOLIAT 0.2 predice el perfil granulométrico de las corrientes en un clasificador el cual forma parte esencial en el circuito de molienda-clasificación, al ingresar datos de composición (Densidades de pulpa) en las corrientes de alimentación (F), rebose(O) y arenas(U), mediante los modelos matemáticos de Rosin-Rammler o Gaudin-Schuhmann se simula el perfil granulométrico para cada corriente del clasificador seguidamente mediante el algoritmo de Lagrange el software corrige estos datos para encontrar una razón de carga circulante constante (R), predecir el parámetro d50 y la eficiencia total del clasificador, en síntesis GOLIAT 0.2 se convierte en una poderosa herramienta de simulación del perfil granulométrico y los parámetros característicos de un clasificador con opciones de base de datos, impresión de reportes, tablas, herramientas para exportar a Excel y una interfaz de usuario muy fácil de manejar.

GOLIAT 0.2 fue desarrollado con base en la tesis "METODOLOGÍA "CEBACO" APLICADO AL CONTROL DE PROCESOS EN EL CIRCUITO MOLIENDA-CLASIFICACIÓN EN UNA PLANTA CONCENTRADORA MEDIANTE EL SOFTWARE GOLIAT 0.2", los modelos matemáticos de tratamiento matemático así como de estimación de parámetros y variables de conminución se encuentran detallados en dicha tesis, como ya se mencionó mediante el uso del software se automatizaron todos los cálculos matemáticos

de modo que nos produce un ahorro importante de tiempo, dado a que llevar estos cálculos a mano o mediante una calculadora requieren de un tiempo considerable, ahora bien se puede encontrar que los cálculos son bastante precisos ya que fueron corroborados con datos de bibliografía.

1.2. Características del software

- Ofrece una interfaz de usuario (HMI) fácil de usar con todas la ventanas totalmente en español, con una presentación grafica y flexible (tablas, gráficos, celdas de ingreso de datos, botones y pulsadores).
- Presenta hasta 5 modos distintos de ejecución y tratamiento de datos.
- Conectividad eficiente con bases de batos en Excel, también cuenta con plantillas para ingresar datos nuevos o almacenados en el disco duro de la maquina donde se ejecuta.
- Herramientas de impresión de datos (tablas y graficas visualizadas en su totalidad).
- Herramientas para exportar a Excel, dado a que muchos reportes y tablas se requieren en ese formato.
- Imágenes multimedia bastante útiles para propósitos didácticos y de comprensión del circuito de molienda-clasificación.
- Opciones de configuración y edición sin detener ni salir del software, edición flexible y en su totalidad de todos los datos de ingreso directamente en el programa en ejecución.
- Opera en tiempo real, almacena y muestra la hora y fecha actualizada del sistema en cada reporte exportado o impreso.

1.2. Requerimientos del sistema

- Sistema Operativo Windows XP, o superior Vista, Live, 7, de 32 o 64 bits
- Microsoft Office 2003 ó 2007.
- Procesador 2.0 Ghz o superior, disco duro de 50 MB, memoria RAM 256 MB
- Resolución de pantalla 1024 x 768 píxeles (sugerido), o superior.
- Hora y fecha actualizada del sistema para evitar conflictos con el software.

2. INSTALACIÓN

GOLIAT 0.2 ha sido probado en diferentes plataformas de Microsoft Windows y Office, con resultados favorables, antes de iniciar la instalación debe verificar que el sistema en el cual va a instalarse cumple con los requerimientos de hardware y software especificados en el apartado 1.2, una vez verificado ello siga los siguientes pasos:

1. Inserte el CD-ROOM con el software.
2. Ejecutar el archivo AUTORUN.EXE del disco, se debe visualizar la ventana de instalación maestra siguiente:

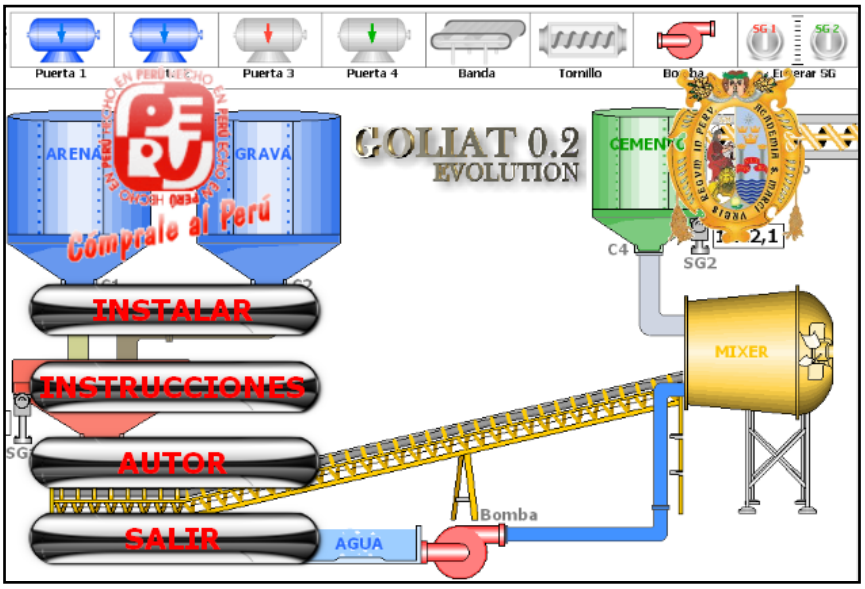


Figura 1. Ventana de instalación maestra de Software Goliat 0.2.

3. Al aparecer la ventana de instalación maestra pulsar en INSTALAR.
4. Espere a que la instalación se inicie, luego pulsar el botón NEXT hasta el final de la instalación.

   NOTA: El software se instala en la carpeta C:\Archivos de programa\GOLIAT 0.2, y no se debe de modificar este destino para evitar conflictos.

   En algunos sistemas que trabajan con Windows 7 a pesar de seguir los pasos ya descritos el software se instalará en la carpeta C:\Archivos de programax86\GOLIAT 0.2, si se da este caso se debe copiar todo el

contenido de esta carpeta en una nueva creada en C:\Archivos de programa\GOLIAT 0.2, y copiar

5. Verificar que los componentes del software se hayan instalado en la carpeta C:\Archivos de programa\GOLIAT 0.2.

2. EJECUCION DEL SOFTWARE

2.1. Inicialización

Para inicializar el software se de de ir a INICIO\GOLIAT 0.2\GOLIAT 0.2.exe, a continuación esperar unos segundos y aparecerá la siguiente ventana de abertura del software, se debe dar click en INICIO, para iniciar

Figura 2. Ventana de abertura del Software.

2.2. Ejecución

Al pulsar el botón de INICIAR, ya uno se encuentra dentro del software y se puede iniciar la simulación, se aprecia la primera ventana de inicio en la figura 3.

Esta ventana cuenta con información acerca del software y sus posibilidades además muestra la hora y fecha actual del sistema operativo, el directorio de base de datos o carpeta donde se instalaron todos los componentes del software, también se aprecian el menú principal con todos los botones con los que se ha de navegar por todas las ventanas del software clasificados en categorías como son tablas, gráficas, imágenes, información, etc…, y por último también muestra el tema de tesis base de desarrollo del software.

Figura 3. Ventana de Inicio del software.

2.3. Componentes del software tipo tabla

2.3.1. Ventana 1: Inicio del software

Se puede apreciar en la figura 3, en ella se muestran los principales componentes del software además de información relacionada con el propósito del software y aspectos del entorno programación y funcionamiento.

2.3.2. Ventana 2: Imagen multimedia del circuito molienda-clasificación

Aquí se puede apreciar una imagen multimedia que describe el circuito de molienda-clasificación directo, se visualizan las celdas de ingreso de datos de composiciones para cada corriente del clasificador Feed o Alimentación (F), Overflow o Rebose (O), Underflow o Arenas (U), cuyos colores característicos serán durante toda la simulación AMARILLO, AZUL Y ROJO respectivamente para cada corriente.

Aquellas celdas en donde aparecen con botones al lado izquierdo (son para aumentar o disminuir en una unidad su valor) son celdas del tipo CONTROL es decir pueden recibir un valor cualquiera utilizando el botón a su izquierda o tecleando directamente un valor numérico cualquiera.

Las celdas tipo INDICADOR son aquellas que no cuentan con el botón mencionado al lado izquierdo, por lo tanto por más que intentemos cambiar el valor que contiene no podremos ya que éstas albergan valores que son una función de las celdas tipo CONTROL. La celda con el rotulo F indica el tonelaje total de alimentación al clasificador, Ge indica gravedad específica, Dp indica densidad de pulpa de la corriente sin mallaje, y %S indica el porcentaje de sólidos de la corriente.

Cuando se tenga duda sobre lo que indica cualquiera de estas celdas ya sea tipo CONTROL o INDICADOR, solo hay que posar el puntero del mouse un par de segundos sobre el objeto y automáticamente so mostrara un rótulo que indique especificaciones acerca del objeto, como se muestra en la figura 4

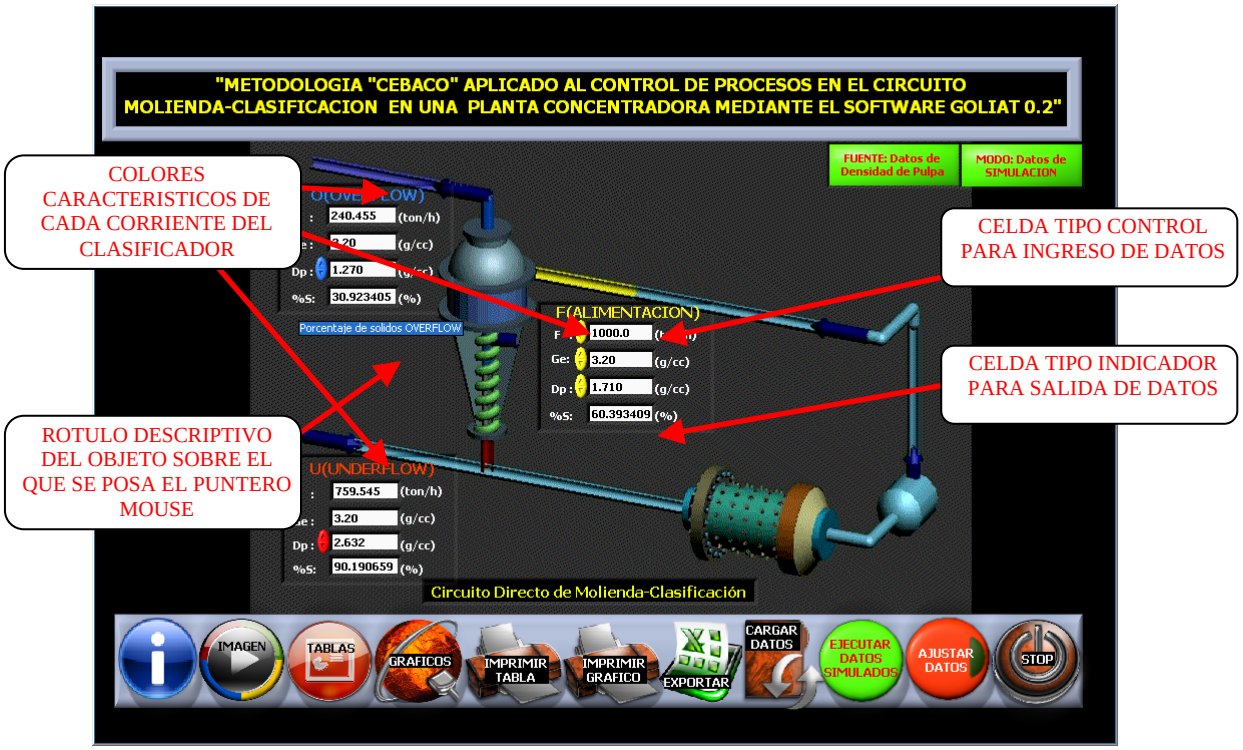


Figura 4. Ventana 2 Imagen circuito molienda-clasificación Software.

2.3.3. Ventana 3: Tabla 1 de ingreso de datos y visualización de resultados

En esta ventana el software permite ingresar datos de composiciones, y visualizar resultados del tratamiento matemático mediante los modelos y corrección de datos. Inicialmente muestra una tabla cualquiera por defecto por lo tanto el primer paso es pulsar el botón que le corresponde a la tabla 1, al lado izquierdo ya que es desde allí es donde se debe de iniciar, ahora se puede ingresar datos de dos modos:

2.3.3.1 Método manual de ingreso de datos

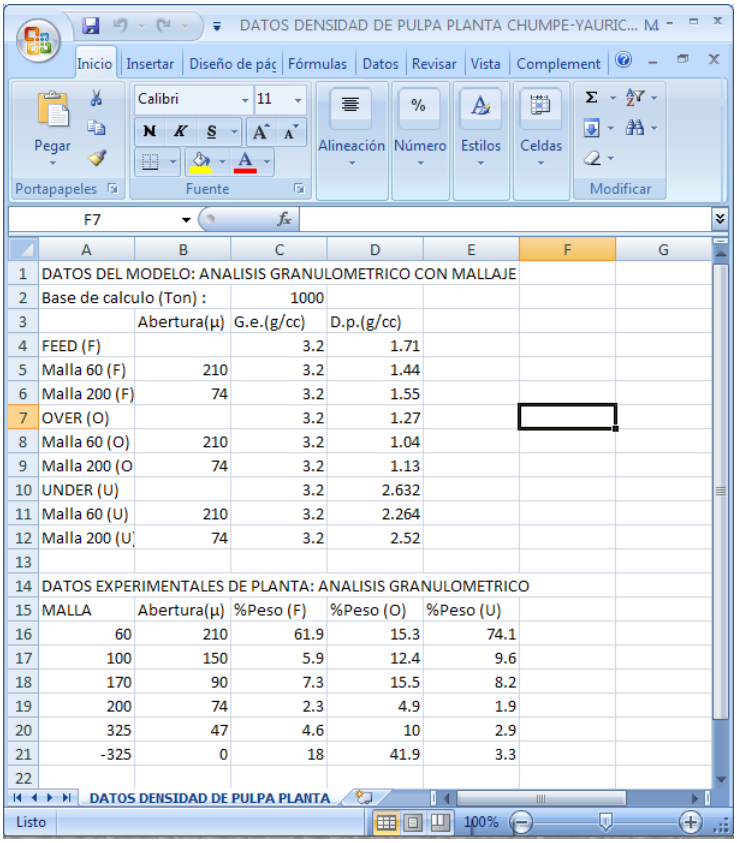
Se ingresa cada dato en primer lugar en la ventana IMAGEN, desde allí ingresamos los datos de composición para las corrientes sin haber realizado el mallaje (datos de planta), una vez completado este paso se procede a situarse en la tabla 1 dándole click en tablas y luego tabla 1.

Una vez situados en la tabla 1 se visualiza la ventana de la figura 8, si se empieza de izquierda a derecha se ve que se tiene celdas tipo control en los

ítems correspondientes al número de malla, abertura, y densidad de pulpa (Dp), estos datos pueden ser modificados para cada corriente y se encuentran agrupadas para alimentación (F), rebose (O) y arenas (U), éstos son los datos de ingreso, sobre los cuales el software iniciará la simulación.

2.3.3.1 Método Automático de ingreso de Datos

El otro modo de ingreso de datos es mediante un archivo Excel el cual cargado al software pulsando el botón CARGAR DATOS A TABLA 1, este archivo contiene ya los datos de densidad de pulpa, de las corrientes y se visualiza en la figura 5



	A	B	C	D	E
1	DATOS DEL MODELO: ANALISIS GRANULOMETRICO CON MALLAJE				
2	Base de calculo (Ton) :		1000		
3		Abertura(µ)	G.e.(g/cc)	D.p.(g/cc)	
4	FEED (F)		3.2	1.71	
5	Malla 60 (F)	210	3.2	1.44	
6	Malla 200 (F)	74	3.2	1.55	
7	OVER (O)		3.2	1.27	
8	Malla 60 (O)	210	3.2	1.04	
9	Malla 200 (O	74	3.2	1.13	
10	UNDER (U)		3.2	2.632	
11	Malla 60 (U)	210	3.2	2.264	
12	Malla 200 (U	74	3.2	2.52	
13					
14	DATOS EXPERIMENTALES DE PLANTA: ANALISIS GRANULOMETRICO				
15	MALLA	Abertura(µ)	%Peso (F)	%Peso (O)	%Peso (U)
16	60	210	61.9	15.3	74.1
17	100	150	5.9	12.4	9.6
18	170	90	7.3	15.5	8.2
19	200	74	2.3	4.9	1.9
20	325	47	4.6	10	2.9
21	-325	0	18	41.9	3.3
22					

Figura 5. Aspecto del archivo Excel con datos de densidad de pulpa y datos de planta %peso para cargar al software

En este archivo Excel se ve en la parte superior la primera tabla esta contiene los datos de densidad de pulpa para cada corriente sin mallaje y también para las mallas 60 y 200, hay que ingresar también los datos de gravedad específica

y abertura de malla, además el tonelaje que servirá de base de cálculo del software.

En la parte inferior se encuentra la tabla con datos experimentales del análisis granulométrico (datos de planta), estos son datos de %peso para distintas mallas y para cada corriente del clasificador, estos datos servirán para contrastar la simulación, esta información es opcional dependiendo de si se dispone o no de estos valores y del modo de operación que se seleccione al cargar los datos.

Al pulsar el botón CARGAR DATOS A TABLA 1, aparecerá en primer lugar la siguiente ventana:

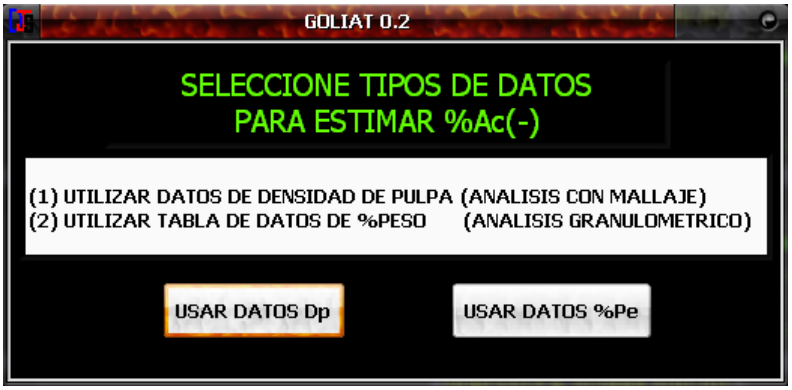


Figura 6. Ventana de selección del tipo de datos para cargar al software

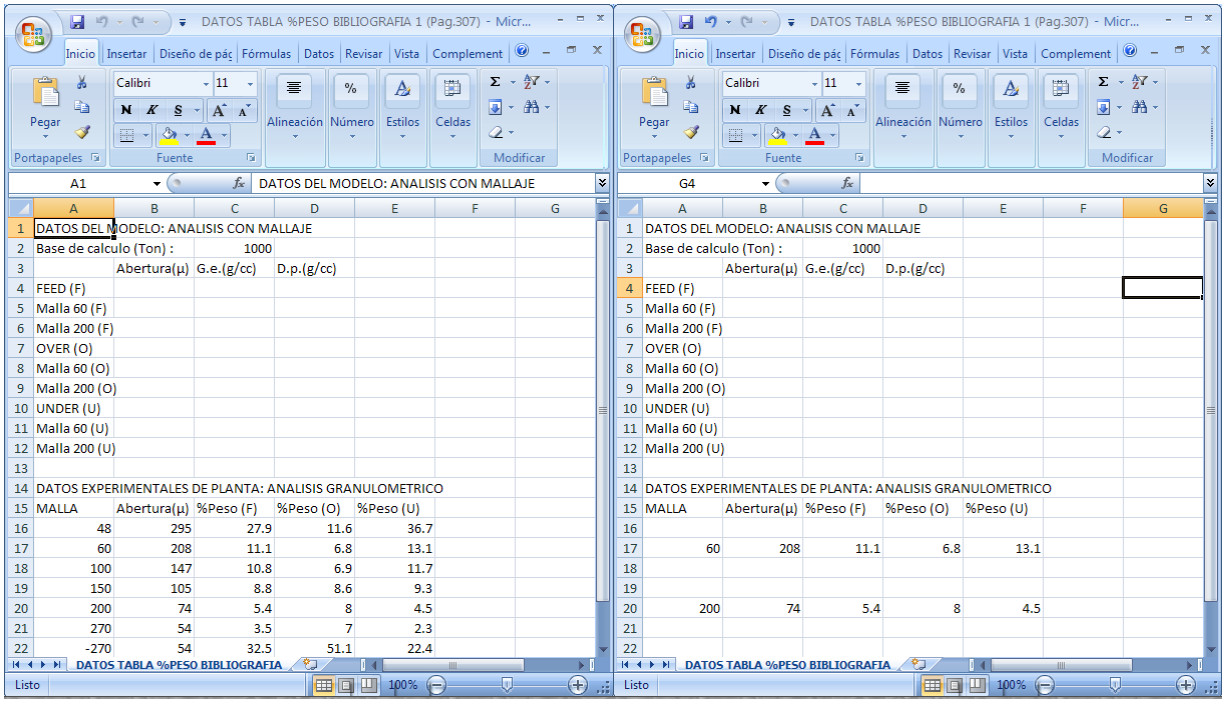
Caso 1: Si se pulsa USAR DATOS Dp se estara indicando que se usara un archivo que cuente con datos de densidad de pulpa tal como el mostrado en la figura 5, si en este archivo no se tiene estos datos completos el programa cargará datos incompletos y arrojara NaN (Not a Number, no es un número), y no permitirá realizar la simulación.

Caso 2: Si se pulsa USAR DATOS %Pe, se estara indicando que se usara un archivo que cuente con datos de porcentaje en peso por ejemplo como el de la figura 6. Ya que no se cuenta con datos de densidad de pulpa se usara para la simulación datos de la tabla de %peso,

Pero análogamente a la simulación con datos de densidad de pulpa, cuando se usa datos de la tabla %peso, el software se encarga automáticamente de buscar los datos de %peso solo para la malla 60 y malla 200, si la tabla no

cuenta con datos para estas dos malla entonces el software no los encontrará y arrojará NaN, entonces también sería válido y suficiente ingresar al archivo sólo los datos para la malla 60 y 200, con esta información el software ejecutaría la simulación, pero eso si ya no tendría datos de planta de las distintas mallas con los cuales después contrastar la tendencia del perfil granulométrico (esto es opcional).

Los archivos mostrados en las figuras 7(a) y 7(b), son validos para ejecutar la simulación del perfil granulométrico ya que análogamente que para el caso de si se trabaja con datos de densidad de pulpa el objetivo en la tabla 1 es predecir el %acumulado(-), para malla 60 y 200, y a partir de estos dos datos encontrar los parámetros de ajuste del modelo según Rosín-Rammler o Gaudín-Schuhmann.



	A	B	C	D	E	F	G
1	DATOS DEL MODELO: ANALISIS CON MALLAJE						
2	Base de calculo (Ton) :	1000					
3		Abertura(µ)	G.e.(g/cc)	D.p.(g/cc)			
4	FEED (F)						
5	Malla 60 (F)						
6	Malla 200 (F)						
7	OVER (O)						
8	Malla 60 (O)						
9	Malla 200 (O)						
10	UNDER (U)						
11	Malla 60 (U)						
12	Malla 200 (U)						
13							
14	DATOS EXPERIMENTALES DE PLANTA: ANALISIS GRANULOMETRICO						
15	MALLA	Abertura(µ)	%Peso (F)	%Peso (O)	%Peso (U)		
16	48	295	27.9	11.6	36.7		
17	60	208	11.1	6.8	13.1		
18	100	147	10.8	6.9	11.7		
19	150	105	8.8	8.6	9.3		
20	200	74	5.4	8	4.5		
21	270	54	3.5	7	2.3		
22	-270	54	32.5	51.1	22.4		

	A	B	C	D	E	F	G
1	DATOS DEL MODELO: ANALISIS CON MALLAJE						
2	Base de calculo (Ton) :	1000					
3		Abertura(µ)	G.e.(g/cc)	D.p.(g/cc)			
4	FEED (F)						
5	Malla 60 (F)						
6	Malla 200 (F)						
7	OVER (O)						
8	Malla 60 (O)						
9	Malla 200 (O)						
10	UNDER (U)						
11	Malla 60 (U)						
12	Malla 200 (U)						
13							
14	DATOS EXPERIMENTALES DE PLANTA: ANALISIS GRANULOMETRICO						
15	MALLA	Abertura(µ)	%Peso (F)	%Peso (O)	%Peso (U)		
16							
17	60	208	11.1	6.8	13.1		
18							
19							
20	200	74	5.4	8	4.5		
21							
22							

(a) (b)

Figura 7. Archivos Excel sin datos de densidad de pulpa pero con datos de planta %peso

Tipo (a) tabla completa de datos de %peso (datos de planta para contrastar simulación)

Tipo (b) tabla con datos solo malla 60 y 200 de %Peso

En efecto al utilizar el caso 1: USAR DATOS Dp, los resultados se pueden apreciar en la figura 8

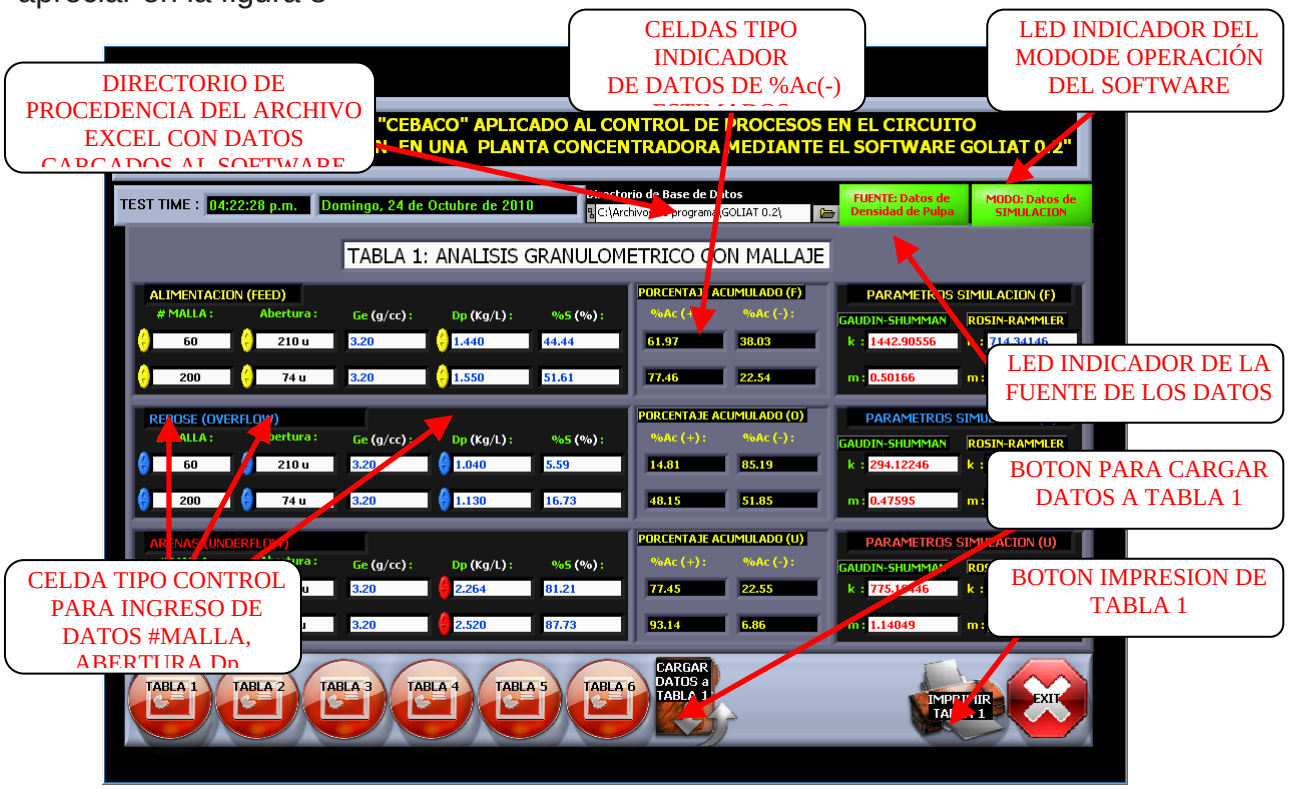


Figura 8. Ventana tabla 1: Datos cargados de densidad de pulpa y resultados del ajuste por los modelos Rosín-Rammler y Gaudín-Schuhmann.

2.3.4. Ventana 4: Tabla 2 del perfil granulométrico simulado

En esta ventana se aprecian datos simulados a partir del modelo matemático Rossin-Rammler o Gaudín-Schuhmann seleccionado mediante el control en la parte superior izquierda, para un rango de malla proporcionado por el software, aquí también se puede ingresar datos para otras mallas en la columna N0 DE MALLA y su respectiva abertura en la columna ABERTURA, en función a estos datos y con ayuda del modelo matemático ya establecido con sus parámetros se puede simular los datos de %acumulado(-) y de estos el Ac(+) y el %peso para cada corriente, también se puede apreciar en la figura 9 que el valor de la razón de carga circulante R aún está disperso ya que tiene distintos valores, este parámetro R será corregido en la tabla 3.

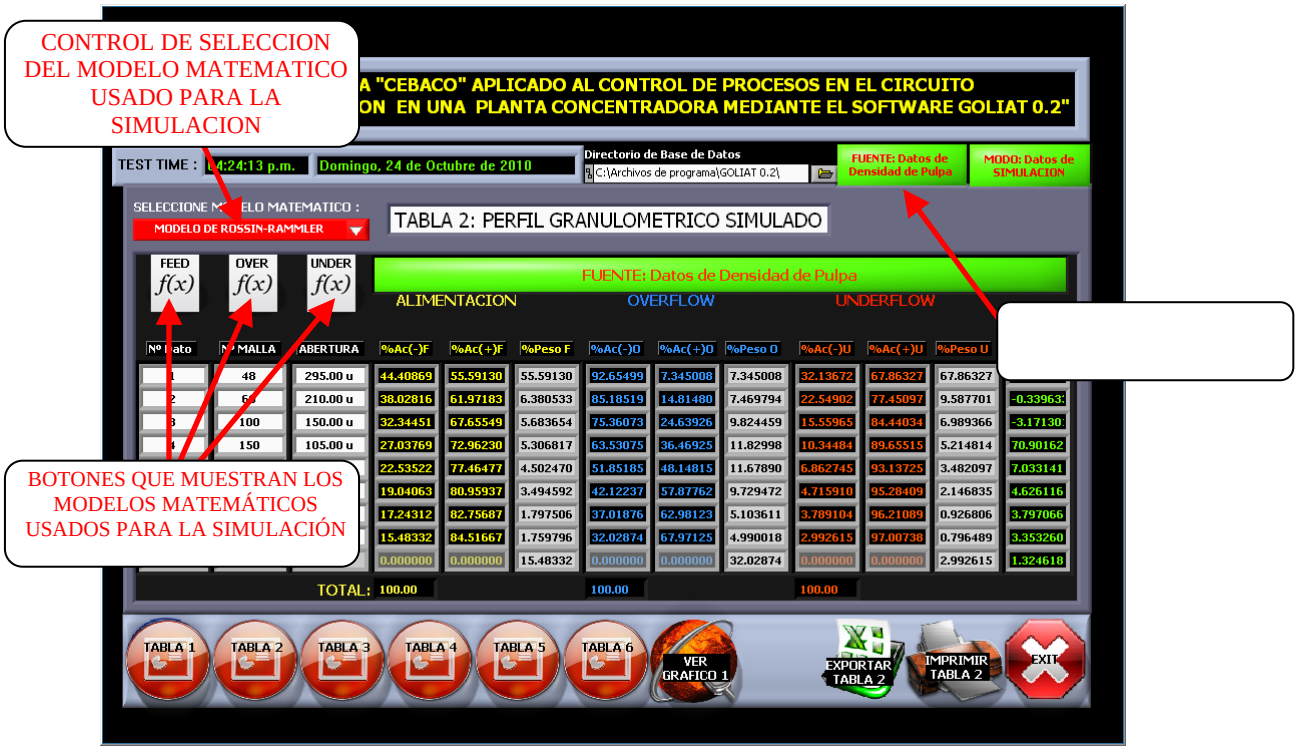


Figura 9. Ventana Tabla 2: Datos cargados de densidad de pulpa y resultados de la simulación con el modelo Rosín-Rammler.

Si se hace click en el botón FEED, UNDER, OVER se puede apreciar el modelo matemático con sus respectivos parámetros utilizados para la simulación usando los datos del rango de mallas que provee el software por defecto. Si se quiere alternar al modelo de Gaudín-Schuhmann solo se tiene que seleccionar en el control de color rojo de la parte superior izquierda de la ventana, dándole click, un ejemplo de la ventana puede apreciarse en la figura 10.

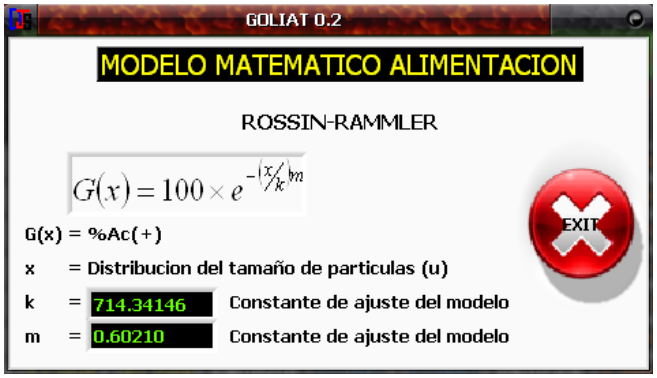


Figura 10. Ventana modelo matemático usado para la simulación con el modelo Rosín-Rammler.

También se puede aprecir en la figura 9, que se encuentra activado el LED FUENTE con la opción DATOS DE DENSIDAD DE PULPA (parte superior derecha de color verde), lo que indica que los datos de la simulación provienen de los datos del archivo Excel que contiene datos de densidad de pulpa completos, si se hace click en dicho botón se cambia al modo FUENTE: DATOS DE TABLA DE PORCENTAJE EN PESO, lo que indica que los datos de la simulación provienen de la tabla de %Peso que contiene el archivo Excel cargado en la tabla 1.

En efecto puede verse que los datos de la tabla 2 cambian en su totalidad y es porque provienen ahora de otra fuente, lo cual se puede apreciar en la figura 11.

Figura 10. Ventana tabla 2: Datos cargados de tabla de %peso y resultados de la simulación con el modelo Rosín-Rammler.

Para obtener la tabla de la figura 9, se puede cargar los datos de un archivo Excel que tenga los datos como en la figura 7(a) o 7(b), lo importante es que el software proporcione datos de %peso para la malla 60 y 200, aquí lo que interesa es si la tabla tiene o no datos completos de planta para otras mallas, ya que todavía no se contrasta con los datos simulados.

2.3.5. Ventana 4: tabla 3 de corrección de datos

En esta ventana sin importar la naturaleza de la procedencia de los datos el software ha de ajustar dichos datos utilizando el método de Lagrange de Multiplicadores indeterminados para encontrar una razón de carga circulante constante R para ello se debe de pulsar el botón DATOS CORREGIDOS si no está pulsado, así se encontrará los nuevos valores corregidos los cuales se ven en las columnas rotuladas como Fc, Oc, Uc respectivamente para las corrientes de alimentación, rebose y arenas, también a partir de estos datos están los %Ac(-) corregidos.

Figura 11. Ventana Tabla 3: Datos cargados de densidad de pulpa y resultados de la corrección mediante el algoritmo de Lagrange.

La tabla 3 es muy importante puesto que recién a partir de esta tabla es donde se puede cambiar el MODO DE OPERACIÓN DEL SOFTWARE, al hacer click en el LED MODO ubicado en la parte superior izquierda de la ventana en la figura 11, se puede cambiar el modo de operación del software es así que se opera de dos modos a partir de esta tabla:

CASO 1: MODO: DATOS DE SIMULACIÓN(LED MODO en color verde) este modo de operación indica que se va a corregir los datos de la tabla 2 procedentes de la simulación ya descrita en dicha tabla y obtener los nuevos valores corregidos en la tabla 3, este modo de operación se aprecia en la figura 11.

CASO 2: MODO: DATOS DE PLANTA (LED MODO en color rojo) este modo de operación indica que se va a corregir los datos de planta de %peso que provienen del archivo Excel cargado en tabla 1 (este archivo tiene que tener esta tabla de datos caso contrario el software arrojara NaN), al pulsar el botón LED MODO de la parte superior izquierda se cambia a este modo, así se obtiene los nuevos valores corregidos en la tabla 3 correspondientes de los datos de %peso de planta, este modo de operación se aprecia en la figura 12.

Figura 12. Ventana tabla 3: Datos cargados de planta de tabla de %peso y resultados de la corrección mediante el algoritmo de Lagrange.

Para terminar se puede ver que ahora se tiene un menor número de datos y éstos son diferentes y tiene explicación en que los datos de planta del archivo Excel cargado en tabla 1, son menores en número comparados con los 9 datos

de las 8 mallas y el remanente respectivo, si los datos del archivo Excel fuesen mas el programa no tendría ninguna dificultad en corregir y trabajar con estos datos.

2.3.6. Ventana 5: tabla 4 de cálculo de porcentajes de partición simple

En esta ventana se aprecia el cálculo de los porcentajes de partición simple estimados a partir de los datos %Ac(-) corregidos en la tabla 3, esta tabla al igual que las siguientes depende tanto de la FUENTE de DATOS como del MODO de OPERACIÓN, así que los valores cambian al pulsar los LED's correspondientes de la parte superior izquierda.

Nº Dato	Nº MALLA	ABERTURA	%Ac(-)Fc	%Ac(-)Oc	%Ac(-)Uc	Ro	Ru	O	U	(O+U)	%Eo	%Eu
1	48	295.00 u	45.80337	92.31963	31.07740	24.04545	75.95454	184.6778	5234.984	5419.662	3.407552	96.59244
2	60	210.00 u	37.77247	85.24668	22.74323	24.04545	75.95454	170.0723	633.0180	803.0904	21.17724	78.82276
3	100	150.00 u	30.87306	75.71455	16.67728	24.04545	75.95454	229.2042	460.7363	689.9405	33.22087	66.77913
4	150	105.00 u	24.64949	64.10500	12.15878	24.04545	75.95454	279.1569	343.2003	622.3572	44.85476	55.14523
5	200	74.00 u	19.56552	52.56592	9.118364	24.04545	75.95454	277.4623	230.9341	508.3964	54.57597	45.42403
6	270	54.00 u	15.78004	42.90640	7.192471	24.04545	75.95454	232.2676	146.2802	378.5479	61.35752	38.64247
7	325	45.00 u	13.90079	37.82244	6.327755	24.04545	75.95454	122.2459	65.67915	187.9251	65.05036	34.94963
8	400	37.00 u	12.11344	32.83905	5.552195	24.04545	75.95454	119.8279	58.90726	178.7351	67.04215	32.95784
9	-400	0.00 u	0.000000	0.000000	0.000000	0.000000	0.000000	789.6298	421.7144	1211.344	65.18624	34.81375

Figura 13. Ventana tabla 4: Datos corregidos de %Ac(-) y resultados del cálculo de los %Eu y %Eo

2.3.7. Ventana 6: tabla 5 del cálculo del d50

En esta ventana se aprecia el valor estimado del parámetro d50 del clasificador, a partir de los valores de porcentaje de partición Calculado %Eo, %Eu (calc), también se muestran los valores de porcentaje de partición simple %Eo, %Eu, datos requeridos para obtener la curva de Tromp la que se ve al

hacer click en el botón ver grafico 2, al igual que para las tablas 3 y 4 esta es sensible a la FUENTE y el MODO de operación del software, cambiando automáticamente todos los datos que presenta.

Además presenta el control de selección del MÉTODO DE CÁLCULO del d50, para estimar los %Eo, %Eu (calculado), obteniendo distintos valores para cada modelo los cuales son: MÉTODO DE CÁLCULO 1: ROSÍN-RAMMLER o MÉTODO DE CÁLCULO 1: GAUDÍN-SCHUHMANN, y los cuales se eligen de acuerdo al criterio tomado al ver la curva de Tromp y el valor del d50.

Figura 14. Ventana Tabla 5: Datos de %Eu y %Eo simple y calculado a partir del método de cálculo por Rosín-Rammler

2.3.8. Ventana 7: Tabla 6 del cálculo del d50

Como consecuencia de la tabla 5 y del valor encontrado del d50, en esta tabla se estima la eficiencia 1, eficiencia 2 y la eficiencia total del clasificador.

Figura 15. Ventana tabla 6: Datos de porcentajes de eficiencia total del clasificador.

2.4. Componentes del software tipo graficas

Al igual que para el caso de tablas se puede acceder a visualizar las graficas desde el menú principal pulsando el botón graficas.

2.4.1. Gráfico 1: Perfil granulométrico simulado

La grafica 1 se muestra en la figura 16, en donde se presenta el perfil granulométrico simulado mediante el modelo matemático representado por una línea continua, y también se presentan los datos experimentales representados por puntos dispersos. Cada corriente del clasificador es representada mediante su color característico, estos datos simulados provienen

Al pulsar el botón VER LEYENDA/QUITAR LEYENDA se activa la vista de LEYENDA de la tabla, del mismo modo al pulsar el botón VER DATOS se activa la ventana de datos de planta, es decir los valores correspondientes a los puntos dispersos o datos experimentales, los datos correspondientes a la gráfica 1 se encuentra en la tabla 2.

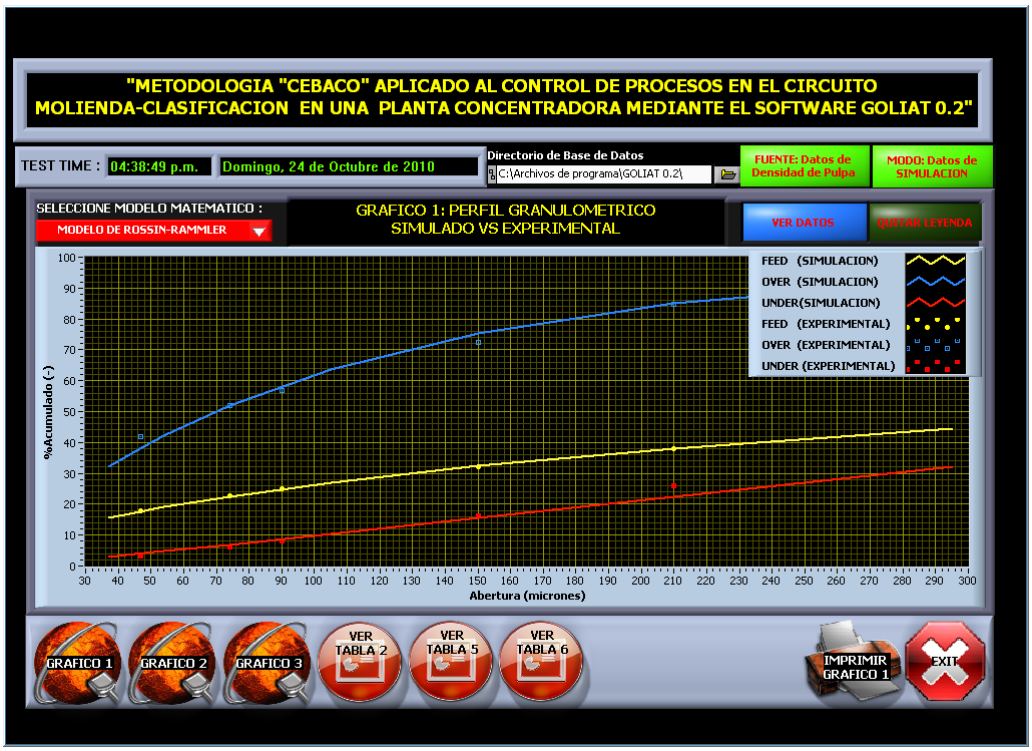


Figura 16. Gráfico 1: Gráfico perfil granulométrico simulado y datos de planta. De Ac(-) vs Abertura(micrones)

Al gráfico 1 también se le puede accesar directamente desde la tabla 2, pulsando el botón ver gráfica 2 esto se muestra en la figura 9.

Con el control de selección de modelo matemático se puede alternar la simulación entre el modelo de Rosín-Rammler y Gaudín-Schuhmann.

2.4.2. Gráfico 2: Curva de Tromp

Esto es el gráfico correspondiente a la tabla 5 donde se muestra el porcentaje de partición simple y el calculado, además del valor del d50 en el clasificador.

Figura 17. Gráfico 2: Gráfico curva de Tromp. de %E vs abertura promedio(microns)

Del mismo modo se puede cambiar el modelo matemático con el control localizado en la parte superior izquierda, así se aprecia cual modelo matemático se acomodo a mejor a los datos mostrados.

2.4.3. Gráfico 3: Curva de análisis de eficiencia del clasificador

Este gráfico muestra los valores de d50 y eficiencia del clasificador como consecuencia de la simulación a partir de las densidades de pulpa ingresados o del tratamiento matemático de los datos de planta ingresados del archivo Excel. Esta tabla se muestra en la figura 18, en este gráfico también se puede cambiar el la FUENTE DE LOS DATOS o el MODO DE OPERACIÓN ya descrito en los apartados anteriores, de este modo pulsando los LED's correspondientes se ve directamente cómo varía el valor del d50 y la eficiencia total del clasificador, de este modo se tiene así un ahorro importante de tiempo, destinado a los cálculos en caso se tenga que hacerlo manualmente.

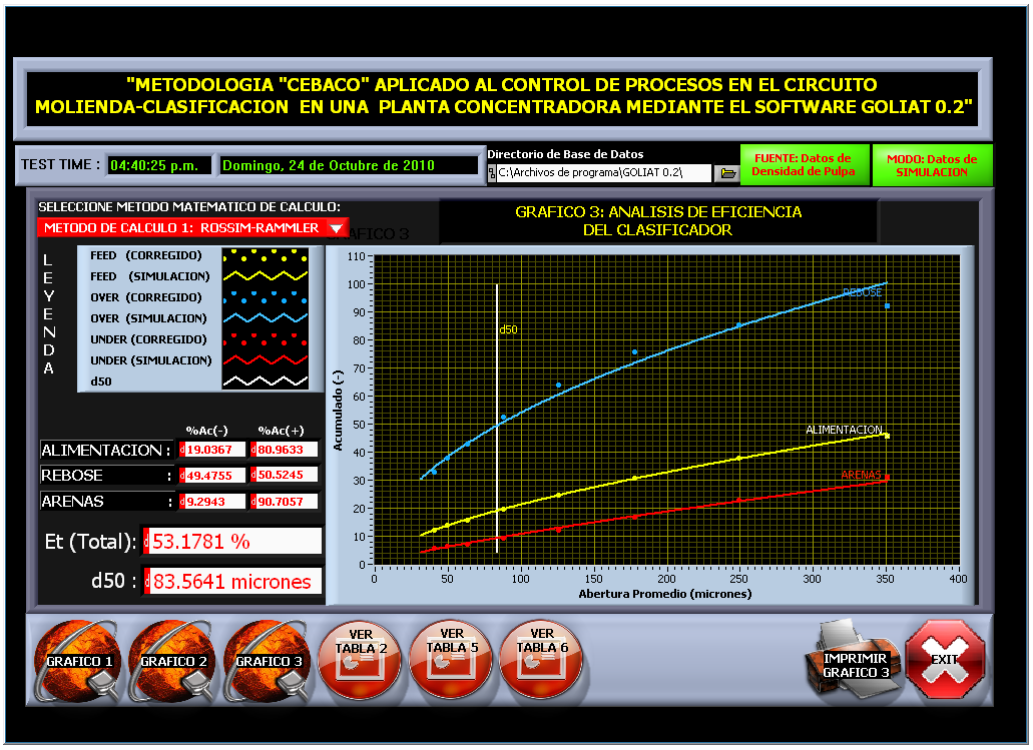


Figura 18. Gráfico 3: Análisis de eficiencia del clasificador.